

C E M E N T

AND

CEMENT MANUFACTURE

THE INTERNATIONAL FOUR-LANGUAGE CEMENT JOURNAL

MANAGING EDITOR: H. L. CHILDE. CONSULTING TECHNICAL EDITOR: S. G. S. PANISSET.

ENGLISH SECTION

PUBLISHED BY CONCRETE PUBLICATIONS LIMITED,

20, DARTMOUTH STREET, WESTMINSTER, LONDON, S.W.1, ENGLAND.

Published on the 20th of each Month. Price 2s. a copy. Annual Subscription 24s. post free.

PARTIE FRANCAISE	PAGE 1213
DEUTSCHER TEIL	SEITE 1241
SECCIÓN ESPAÑOLA	PÁG 1269

The New Jugo-Slav Standard Specification for Cement.

FOR some time work has been in progress in Jugo-Slavia to draw up a new cement specification fulfilling modern requirements. The special committee appointed has recently completed its work, and the main proposals of the specification are now awaiting ratification by the Ministry of Building in Belgrade.

The following is the definition drawn up for Portland cement: "Portland cement is obtained from natural marl or from an artificial mixture of clay and limestone, which after thorough mixture is burnt to clinker, and then broken up and finely ground."

It may be seen from this definition that an excellent Portland cement can be obtained from the numerous marl deposits, of unvarying uniformity of composition, found in Jugo-Slavia. A lower limit of $1.7\text{CaO}/(\text{SiO}_2 + \text{R}_2\text{O}_3)$ is established for the hydraulic modulus, but no upper limit is laid down. A maximum of 3 per cent. is specified for the SO_3 -content, and of 5 per cent. for the MgO -content. The maximum quantity of added materials for regulating the technical properties of the cement is fixed at 3 per cent. Neither the specific gravity nor the loss on ignition is specified.

(1161)

Samples to the weight of 33 lbs. shall be taken from six different batches of cement, and well mixed. The quantity of cement which may be adjudged on a single sample is not laid down.

Then follow instructions for the determination of weight per litre and setting time (using the Vicat needle), and for the soundness test, for which three pats are required. All three pats shall be stored in a setting chamber for 24 hours, after which the first shall be immersed in tap-water for 28 days and then examined. The second pat shall be placed in a position protected from the sun and atmospheric changes for 28 days, and then examined. The third shall be placed in cold water, which is to be brought to boiling point within 30 minutes, and shall remain in boiling water for 3 hours. Most importance is attached to the behaviour of the pat stored for 28 days in tap-water at 15 to 18 deg. C.

Strength tests are to be made on test-pieces of a 1 : 3 mix, of the form usual on the Continent. In preparing the test-pieces, the materials shall first be well mixed in the dry state, then mixed wet for one minute with a spatula, and finally given 20 revolutions in an automatic mixer. The moulds shall be filled by means of the Klebe ram; 120 blows of a 4-lb. hammer dropping 10 in. are specified for tensile test-pieces, and 150 blows of a 7-lb. hammer dropping 20 in. for crushing test-pieces. The quantity of water used in preparing the test-pieces shall be such that water slowly begins to exude from the openings, in the moulds between the 90th and 110th blows.

The strength shall be estimated from six test-pieces, the worst two being excluded in taking the average.

The following are the conditions which Portland cements are required to fulfil:—

1. Two types of cement are recognised in practice:
 - (A) Ordinary Portland cement.
 - (B) Rapid-hardening Portland cement.
2. With reference to setting time, the following are distinguished:
 - (a) Quick-setting Portland cements, whose initial set occurs in less than 15 minutes.
 - (b) Medium-setting Portland cements, whose initial set occurs between 15 minutes and 1 hour.
 - (c) Slow-setting Portland cements, whose initial set occurs after more than one hour.

Setting must be completed within 15 hours.

3. In the fineness test, the residue on the 76 sieve must not be more than 3 per cent., and that on the 180 sieve not more than 25 per cent.

4. In the soundness test, the behaviour of a cement pat after 28 days water storage is standard. In urgent cases the behaviour of the pat subjected to the boiling test may be accepted.

5. The strength of test-pieces prepared as described above must attain the minimum values given in the following table:

For ordinary slow-setting Portland cement the 7-day results and the 28-day combined storage results are decisive, and for rapid-hardening cement the 2- and 7-day results.

Rapid and medium-setting Portland cements are not bound by these minimum values; a separate agreement as to their strength must be arranged between supplier and purchaser.

Days.	Storage.	Ordinary P. cement.		Special P. cement.	
		Tensile lb./sq. in.	Crushing lb./sq. in.	Tensile lb./sq. in.	Crushing lb./sq. in.
2	{ 1 day air }	—	—	284	3413
	{ 1 day water }				
3	{ 1 day air }	142	—	—	—
	{ 2 days water }				
7	{ 1 day air }	227	2560	398	5688
	{ 6 days water }				
28	{ 1 day air }	398	4550	—	—
	{ 6 days water }				
	{ 21 days air }				

6. The following conditions for the supply of Portland cement are included. The cement must be supplied in barrels, 440 and 396 lbs. gross/net, or in sacks of 110 lb. The containers must be clearly marked "Portland cement," and must give the weight. In the absence of special marking, the term "Portland cement" indicates an ordinary slow-setting Portland. Special brands must be clearly referred to in the correspondence, and clearly indicated on the packing. Weight of packing is allowed for, and the permissible loss of dust is limited to 2 per cent.

In general the Jugo-Slav standard specification depends on the Austrian specification of 1925, particularly as regards the inclusion of strength tests at two days and in the values required in the strength tests. It is also similar to the Austrian specification in the division of cement into different classes according to the rapidity of set.

New German Cement Works.

An independent cement works, the Hessische Portland Cement Fabrik Steinau A.G., has been formed with an initial capital of £10,000, which will be raised to £70,000 when the works commences production. The company will operate near Coblenz in the West-German Cement Verband's area. An output of 60,000 tons of cement per annum is expected for the first year, which will be doubled after a year's running. It is anticipated that the works will be put into operation some time this year.

New Russian Cement Works.

We understand that the Pobeda Oktjabria, a new cement factory, has just commenced operations at Haiduk, near Novrosisk, with an estimated output for the year of 60,000 tons. This is probably one of the five factories that were to be erected by the "Noroworusskijsk" Northern Caucasus Union.

Increase of Capital.

Soc. des Ciments et Chaux d'Angoulins-sur-Mer, operating in the Charente Inférieure district of France, has increased its capital from fr. 2,100,000 (£16,100) to fr. 6,000,000 (£48,000).

Electricity in Portland Cement Works.

By HAL GUTTERIDGE, A.M.I.Mech.E., M.I.E.I.

In this article the measures are those generally used in the British Isles. The "ton" is equal to 2,240 pounds and the electrical "unit" is the Board of Trade unit equal to one kilo-watt hour.

THE employment of electricity for the distribution of the energy required in modern cement works is universal. This is so because electricity fulfils the particular requirements of that industry in that it can be distributed to the widely-scattered points at which energy is needed, and it provides a ready means for testing the load on any individual motor, so that any unusual load can immediately be noticed and the necessary action taken. The use of any other means, such as individual prime movers, central prime movers, or mechanical drives, is not economically practicable in this industry.

Electricity not only offers a system with low transmission losses, but also

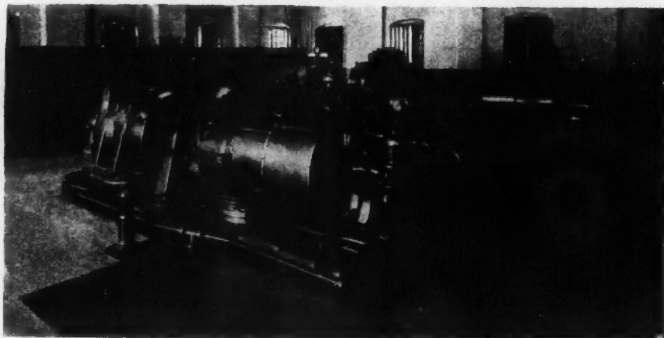


Fig. 1.—1250 K.W. and 500 K.W. Turbine Sets and Switchgear supplying 3-phase 50-cycles current to a Cement Works in India.

permits individual drives to each machine, and provides an easy method of determining the efficiency of any individual machine. It can be generated on the works or bought in bulk at comparatively low cost, and enables plant to be run at a high load-factor because of the individual control of each motor. Further, the friction losses are insignificant when compared with any system of mechanical driving.

Energy Requirements.

The energy requirement of a Portland cement plant is necessarily large, for it is generally not economical for a plant to have a smaller output than about 16 tons per hour. It is usual to have a two-kiln unit as a minimum, so that in case of a breakdown on one kiln the other portion of the plant will not have to be shut down during repairs.

The amount of energy required depends, to a very great degree, directly on the hardness of the raw materials used. These range from soft chalk, which can be washed down with water so that it will intimately mix with the clay, to hard limestone which has to be crushed and ground to reduce it to the proper state of fineness. With soft materials the energy

required per ton of cement produced is generally between 75 and 90 kW hours, and with hard materials the corresponding figure is between 85 and 110 kW hours. The total amount of units required per annum for a cement mill producing 2,600 tons per week, or 130,000 tons per annum, varies between 9½ million units and 14 million units.

Sources of Electrical Supply.

The supply of electricity may be either from a generating station on the works or from external bulk supply. The employment of the latter depends upon the distance from the nearest bulk supply company and the price charged, and there are many cement works, particularly abroad, where a bulk supply is either not within a reasonable distance, or the price per unit is too high.

If there is a choice, many considerations must be taken into account in deciding whether to purchase current or to install plant and generate the supply on the site. The chief consideration is the cost of energy per ton of cement, which is not necessarily the same as the cost per unit delivered. The

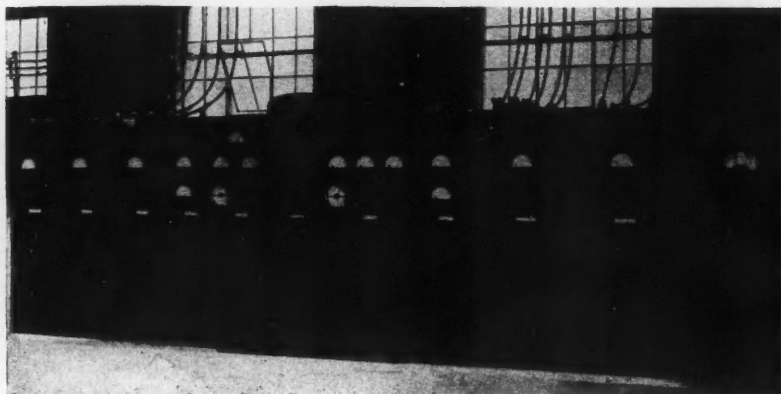


Fig. 2.—Main Switchboard Controlling two Alternators and the supply to Works Feeders at an English Cement Works.

purchase of energy may be based on a variety of charges. In addition to the price per unit, which may be on a sliding scale depending on the price of coal, there is a fixed charge per K.V.A. of maximum demand per quarter or per annum. On the other hand, there may be a sliding scale in favour of the consumer on the total quantity consumed.

To electrical supply undertakings the cement works offers as nearly perfect a load as any industrial works. All the heavy motor units are usually operated continuously, and the works as a whole has therefore a comparatively high load factor, usually about 0.8. This enables the supplier to reduce the cost per unit, as the amount of generating plant on this duty can be reduced to a minimum, and can be run continuously earning the maximum return on the capital outlay.

By purchasing energy in bulk the cement company can generally rely on a greater freedom from breakdown, and obtain more elasticity in supply, without loss of pressure, to meet sudden and prolonged overloads (the transmission lines should preferably be duplicated to obviate loss of production due to

possible transmission line breakdown). Further, by buying energy, the cement company is freed from the necessity of sinking a large amount of capital in providing its own generating station which, to ensure a maintained supply, must have duplicate stand-by plant. Generating on the site necessitates making arrangements for the constant supply of oil or of coal and the disposal of ashes. A site must be reserved for the station with due regard for an ample supply of water for the boilers and condensers, and a staff of highly-trained men has to be maintained. Moreover, because of the cement dust, a cement works is not an ideal place for generating plant if there is an alternative and suitably large supply available.

In the United States and Canada systems of energy supply range from one extreme where all the energy is purchased from an external supply to the other

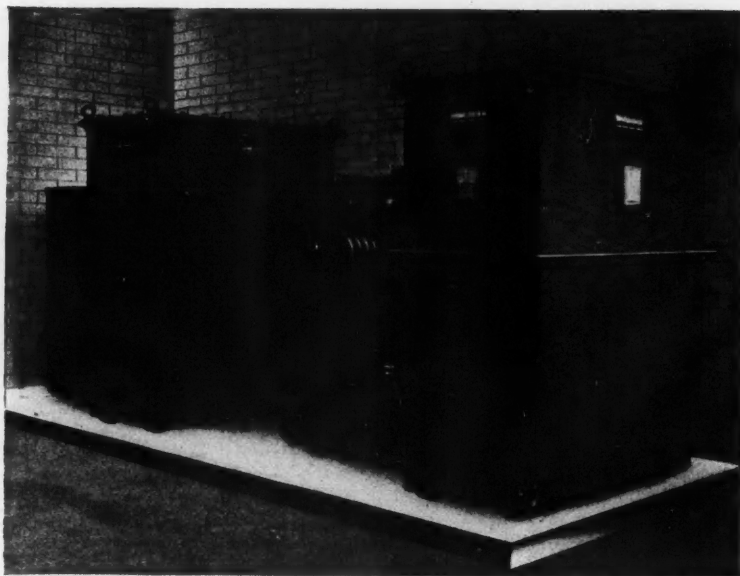


Fig. 3.—Condenser Transformer Equipment for Power Factor Correction.

extreme where the whole of the steam is raised in the waste-heat boilers on the plant. Between these extremes are plants with straightforward coal-fired water-tube boilers and turbo-generator sets, and plants where part of the energy is provided by steam from the waste-heat boilers and part from external electrical supply. There are also plants with self-contained stations with Diesel engines as the prime movers.

The choice of the system best suited to any particular plant is one which can only be decided upon with proper regard to local considerations. These considerations can be reduced to a monetary basis, for it is that basis only which finally governs the choice.

Available Pressures.

The pressures at which electricity is available on bulk supply grid systems are increasing. It is now possible to obtain a supply in some places as high as

132,000 volts, but it is more usual to transmit at 33,000 volts when appreciable distances have to be covered. For short distances 6,600 or 3,300 volts are usual. The high voltages are not necessarily generated at those voltages, but are often generated at a lower voltage and stepped up by transformers to the voltage required for transmission.

Practically all central supply stations generate alternating current, usually three-phase and at a frequency of 50 cycles. Continuous current is only found in some stations which have to transmit over very short distances. The pressure of alternating current is easily raised or lowered by static transformers

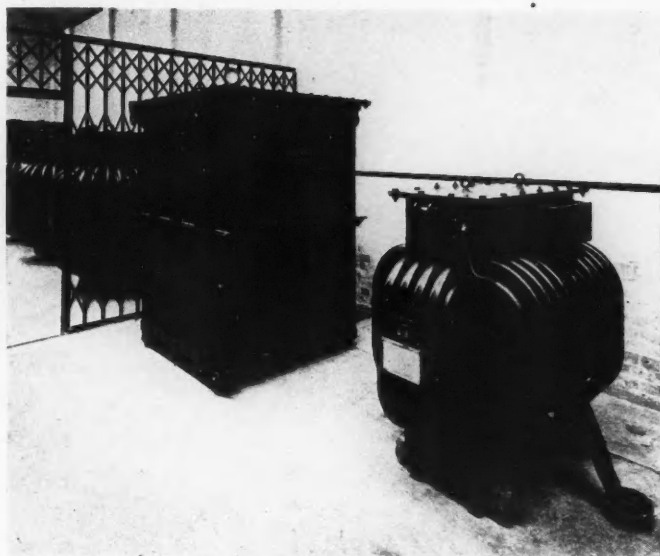


Fig. 4.—Condenser Equipment at an English Cement Works; each has an output of 260 K.V.A. and raises the power factor from 0.8 to 0.97.

which have no moving parts, require little attention, and have a relatively high efficiency.

Works Generating Station.

With a power station on the site whose duties are limited to the supply of energy to the works only, and therefore over comparatively short transmission lines, the considerations are very different. As the load is large and permits of the employment of turbo-alternators, alternating current is indicated in preference to continuous current. With continuous current, a turbine, if not impossible, would prove costly to install. On the question of a frequency of 50 or 25 cycles, the advantage of the wider range of motor speeds which the higher frequency gives does not apply in a cement works, because nearly all motor speeds have to be reduced, and precision of motor speed is not a matter of prime importance, except in the kiln drive, where special arrangements are made to give a precise speed within a pre-determined range. The cost of

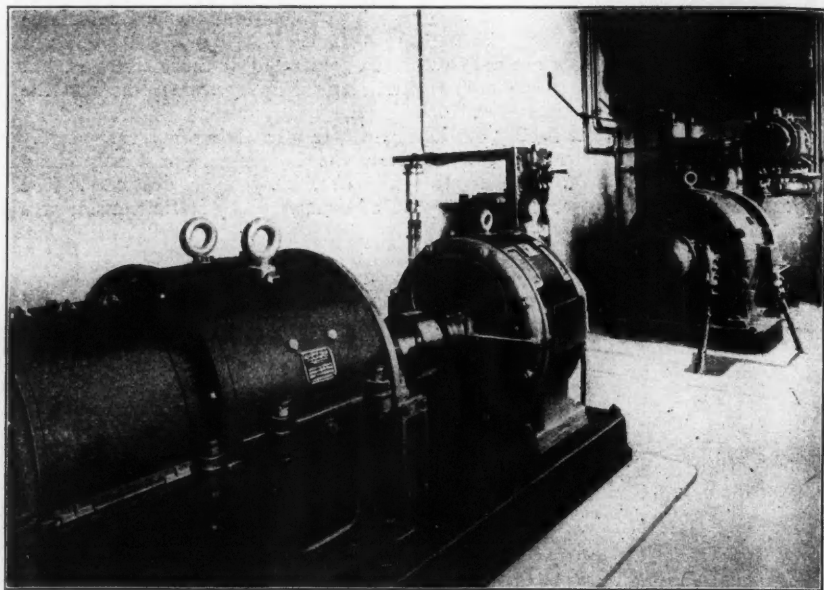


Fig. 5.—120 H.P. Compressor drive and 63/236 K.W. Motor Generator Set giving direct current supply for operating railway in Quarry.

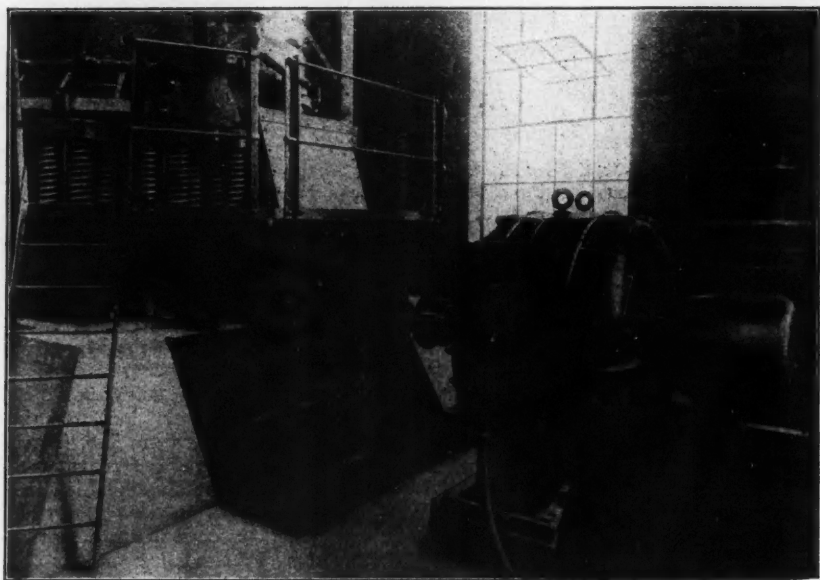


Fig. 6.—Cone Crusher driven by 250 H.P. 3,000 volt motor.

a 50-cycle motor is less, but the starting torque of a 25-cycle motor is rather higher. In efficiency there is nothing to choose between them.

The question of pressure is one which to a very great extent is settled by the sizes of the motors. All motors over about 100 H.P. can be wound for high pressure at such standard voltages as 2,200 or 3,300, and it is not economical either financially or technically to install motors wound for high pressure if they are below that rating. Above about 350 B.H.P. motors may be wound for voltages up to 6,600, but it is not often done, 2,200 or 3,300 volts being more frequently adopted. For motors above 100 B.H.P. there is still some difference of opinion whether to have them wound for high or low pressure. Examples of both are found at recently-built cement works, but the tendency is certainly towards the high pressure, particularly when the works are of

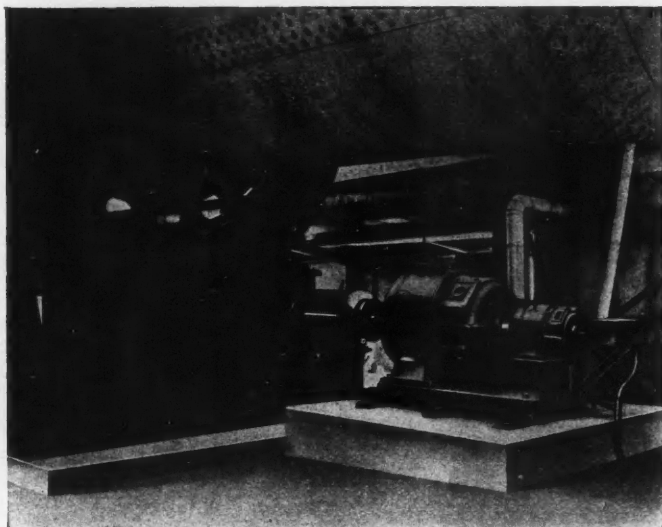


Fig. 7.—Electric Motor Direct-Coupled through Speed-Reduction Gear driving a Rotary Kiln.

large area and the individual motors of large power. For motors below 100 H.P. the voltage is generally reduced to 400/440.

Transformers.

In all modern cement works transformers are a necessity. The supply is either delivered at a high pressure, and must be transformed down for the smaller motors if not for the larger ones, or it is generated on the works at a pressure of, say, 3,300 volts for the larger motors and transformed down for the smaller machines.

With regard to transforming, the works can be divided into three groups, viz., large motors from 100 H.P. upwards, motors below 100 H.P., and lighting. The first group may be sub-divided into motors of about 350 H.P. and upwards which can be wound for voltages up to 6,600 volts, and motors between 100 and 350 H.P. which for technical reasons are limited to 3,300

volts. In general, however, motors of 100 H.P. and upwards are wound for a pressure of 2,200 or 3,300 and the smaller machines for 400 to 440 volts. The lighting is generally obtained from the 400/440 volt power transformers, between outers and neutral, the pressure being 230 to 250 volts. A stand-by lighting transformer should be supplied for use when the power transformers are shut down.

Controversy sometimes arises whether to install three-phase units or single-phase units for the main transformers. With three-phase units a complete spare unit should be available, which, with a change-over switch, can be instantly brought into circuit in the event of a breakdown. When three single-phase units are used, a fourth unit is kept as a stand-by, but unless complicated



Fig. 8.—440-volt Truck Cubicle Feeder Switchboard, supplying Power to an English Cement Works.

switchgear is installed valuable time is lost in getting this unit into service when required.

Two three-phase units, one a spare, would be slightly more expensive than four single-phase units, but would be more efficient and more flexible in the case of a breakdown.

Power Factor Correction.

The importance of a high power factor and the consequent reduction of running costs due to the system of charging generally offered by bulk supply companies are not always appreciated by cement manufacturers. Because of the continuous running of their machinery, they are in a position to reap a high return on the money expended on proper plant necessary for the improvement of the power-factor of their motors. It is not unusual for the average

power factor to be considerably below 0.75 unless the necessary apparatus has been installed to improve it, and there is no reason why this cannot be corrected to, say, 0.97 (if the K.V.A. fixed charge warrants it), and so effect a material saving in running costs.

The cost of supplying energy on a.c. systems generally depends on the power-factor as well as on the total amount of energy. With a low power-factor the average current required for a given rate of consumption of energy is increased, and necessitates an increase in the size of the generators, cables and transformers. Moreover the losses in transmission are greater and a

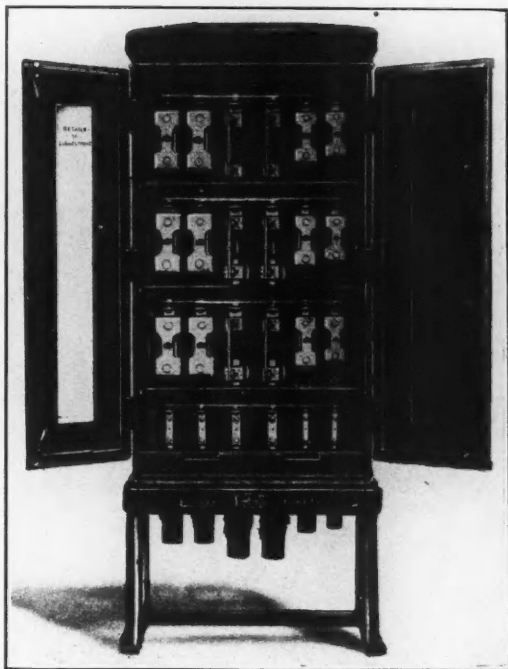


Fig. 9.—Six-Way Unit Pillar, with two 500 amp. Feeder Units with Links, two 300 amp., one 150 amp. and one 60 amp. Distributor Units with Fuses for three-phase four-wire system.

worse voltage regulation results. But fuel consumption and the sizes of engines are only slightly affected by the increased losses in transmission.

With a load consisting of induction motors which take a lagging current, the power factor of the whole system will be improved by apparatus which takes a leading current. There are many types of apparatus employed to correct the power-factor, including salient-pole synchronous motors, synchronous-asynchronous, or synchronous induction motors, compensated motors, phase advancers (for use with existing motors) and static condensers. These will provide, when applied to a certain proportion of the load only, all the

D

wattless kVA necessary to bring the power-factor of all the load up to the figure required for economical running. Salient-pole synchronous motors are not suitable for cement drives owing to their poor starting characteristics, and if used for power-factor correction would require to be used as idle synchronous machines, commonly known as synchronous condensers.

At a new works it is not good practice to install low-power-factor slow-speed induction motors and then to have to correct the power-factor by any additional apparatus. The slow-speed large motors should be of the synchronous induction type, or induction type with phase advancer, eliminating the low power-factor and at the same time capable of correcting the power-factor of the whole of the load of the works. If it is desired to correct the power-

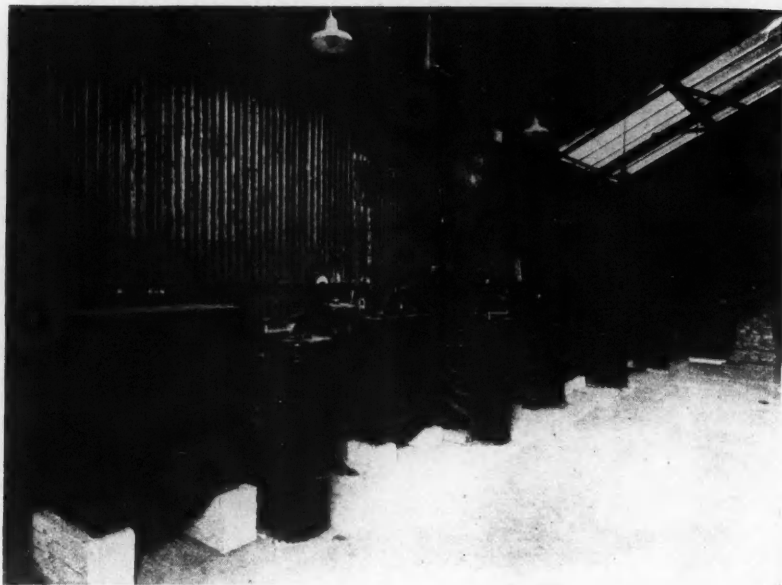


Fig. 10.—Electric Control Gear for a Kiln at an English Cement Works, showing Distribution Box and Cables.

factor of an existing plant the choice between the types is a matter depending mainly on local conditions, but as regards maintenance it will be taken into consideration that the rotary types have to have a commutator and brushes and require periodical attention. The static condenser, on the other hand, having no moving parts, needs practically no attention. The use of phase advancers to improve the power-factor of existing installations is coming very much to the front.

Example of the Savings by Correcting Power Factor.

Take, for example, a cement works with a load of 2,600 kW and a power-factor of 0.8, with induction motors throughout the works. The number of units consumed per annum is 15 million and the charges are 0.45 pence per unit and £3 per kVA per annum. It has been decided to correct the power-

factor to 0.97 by the installation of power-factor correction apparatus, at a cost of £3,000.

The demand would be

$$\text{Without apparatus: } 2,600 \text{ kW at } 0.8 \text{ power factor} = \frac{2,600}{0.8} \text{ kVA} = 3,250$$

$$\text{With apparatus: } 2,600 \text{ kW at } 0.97 \text{ power factor} = \frac{2,600}{0.97} = 2,680$$

$$\text{Reduction in demand} = 570$$

$$\text{Gross saving: } 570 \text{ kVA at } £3 \text{ per kVA} \dots \dots = 1,710 \text{ £ per annum}$$

$$\text{Charges for interest and depreciation at } 5\% \text{ per annum} = 300$$

The electrical losses consequent upon the addition of the apparatus are taken as being balanced by the saving in transformer and low-tension distribution losses.

The net annual saving can therefore be stated:

$$1. \text{ Gross saving from reduction of kVA per annum} \dots \dots = £1,710$$

$$2. \text{ Less charges for interest and depreciation} \dots \dots = 300$$

$$\text{Net annual saving} \dots \dots = £1,410$$

This shows the minimum saving dependent only on power-factor correction.

Comparison of Total Cost per Unit delivered with Power-factor 0.8 and when Corrected to 0.97.

TOTAL COST OF CURRENT WITH POWER FACTOR OF 0.8.

	£ per annum
3,250 kVA at £3 per kVA	= 9,750
15 million units at 0.45 pence per unit	= 28,125
	£37,875

Therefore, total cost per unit delivered, with a power-factor of 0.8 =

$$\frac{37,875 \times 20 \times 12}{15,000,000} = 0.606 \text{ pence per unit.}$$

TOTAL COST OF CURRENT PER ANNUM WITH POWER FACTOR OF 0.97.

	£ per annum
2,680 kVA at £3 per kVA	= 8,040
15 million units at 0.45 pence per unit	= 28,125
	£36,165

Therefore, total cost per unit delivered with power-factor of 0.97 =

$$\frac{36,165 \times 20 \times 12}{15,000,000} = 0.578 \text{ pence per unit.}$$

Therefore, the net saving in total cost per unit delivered, by increasing the power-factor from 0.8 to 0.97, is $0.606 - 0.578 = 0.028$ pence per unit. Reduction in total cost of current per ton of cement produced taking a consumption of 100 units per ton of cement $= 100 \times 0.028 = 2.8$ pence per ton.

If the plant is producing 150,000 tons per annum the account for current supplied would be reduced by $\frac{150,000 \times 2.8}{20 \times 12} = £1,750$ per annum.

Allowing for interest on capital and depreciation as before, the net saving would be $\text{£}1,750 - 300 = \text{£}1,450$.

Further Example of Power Factor Correction.

The previous example applies to the case of an existing works. Suppose, however, a new works is being contemplated, in which, if induction motors were installed throughout, the power-factor would be 0.8 with a load of 2,600 kW. What extra would it cost to install power-factor correcting plant to improve the power-factor to 0.97? As an example, take synchronous-asynchronous motors, sometimes called synchronous induction motors, which could be used instead of induction motors for the heavier drives, such as raw-material grinding mills and the cement-clinker grinding mills. In a plant of the size under consideration there might be three or even four such motors having

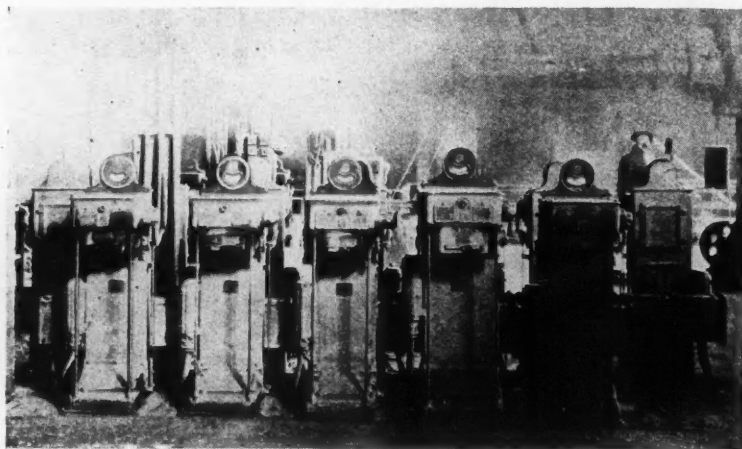


Fig. 11.—Star-Delta Panels controlling Coal-Drying and Conveyor Plant on Kiln Firing Platform.

an output of 550 BHP. If these are of the induction type they would have an efficiency of about 93 per cent. and a power-factor of 0.9.

Now the total load with induction motors throughout would be 2,600 kW at 0.8 power-factor, *i.e.*, the total kVA is 3,250 and the lagging wattless kVA is $\sqrt{3,250^2 - 2,600^2} = 1,950$ kVA.

The three 550 BHP. induction motors would demand $\frac{1,650}{0.93} \times 0.746 = 1,324$ kW at 0.9 power-factor, or a total kVA of 1,471 and with a lagging wattless kVA $= \sqrt{1,471^2 - 1,324^2} = 643$ kVA.

So that the remaining load, which is to remain as an induction-motor load $= 2,600 - 1,324 = 1,276$ kW, and the lagging wattless kVA of this load must equal the difference between the total wattless kVA and that taken by the three 550 BHP motors, *i.e.*, $= 1,950 - 643 = 1,307$ kVA.

The problem now is to find what leading wattless kVA must be introduced to bring the total load of 2,600 kW up to a power-factor of 0.97 lagging.

Total kVA of 2,600 kW at 0.97 $= 2,680$, and the wattless kVA $= \sqrt{2,680^2 - 2,600^2} = 650$.

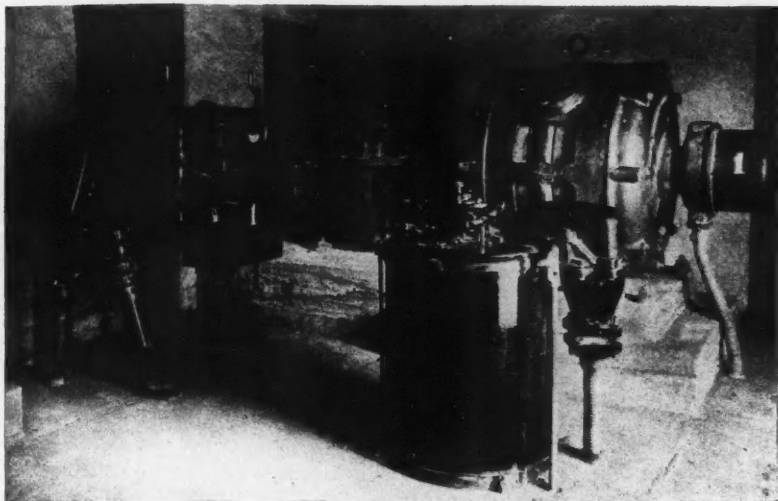


Fig. 12.—3300-Volt Oil-Break Circuit Breaker and Oil-cooled Rotor Starter for High-Pressure Motor in a Cement Works.

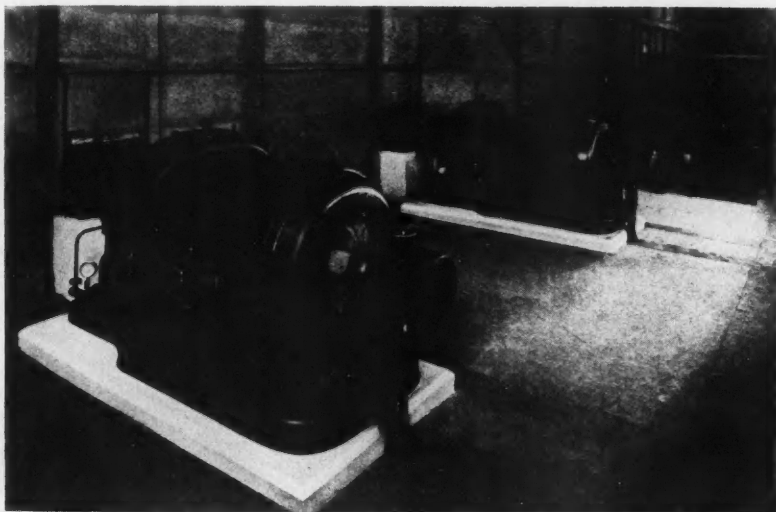


Fig. 13.—500-h.p. Slip-ring Induction Motors driving Grinding Mills through Reduction Gearing.

As the load which remains unchanged has a lagging wattless kVA of 1,307, we must introduce with the three 550 BHP. motors a leading wattless kVA of $1,307 - 650 = 657$ kVA. Consequently the total kVA taken by the three 550 BHP motors $= \sqrt{1,324^2 + 657^2} = 1,473$, and the leading power-factor $= 1,324/1,473 = 0,895$.

The result of this investigation is that if we install three synchronous induction motors each having an output of 550 BHP at 0.895 leading power-factor instead of three induction motors of the same outputs at 0.9 lagging power-factor, we would have a total load of 2,600 kW at 0.97 lagging power-factor instead of 0.8.

The additional cost of three synchronous induction motors of this size over the cost of straight induction motors would be about £900. Assuming charges for depreciation and interest on this additional capital as before, the annual

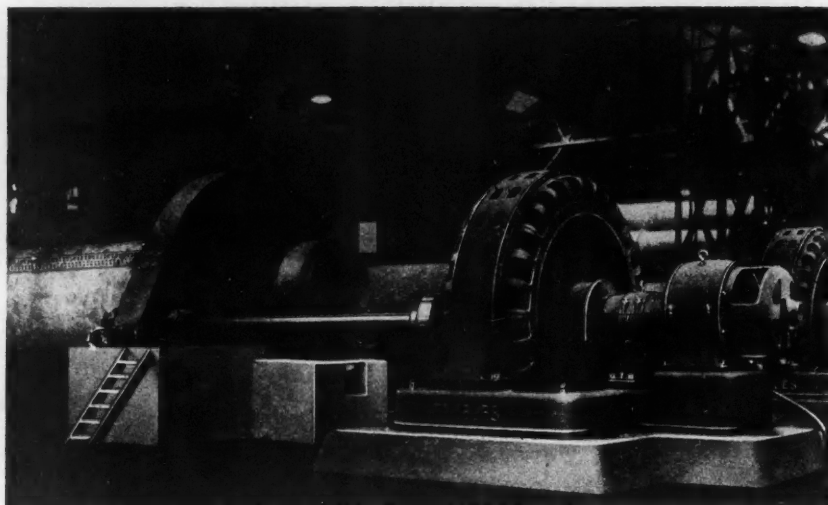


Fig. 14.—Two 600-B.H.P. 3-phase, 60-cycle, 550-volt, 150 r.p.m. open-type Synchronous Induction Motors with Direct-Coupled Exciters driving Grinding Mills.

saving would be increased to £1,620 and £1,660 respectively, and the extra cost of the more expensive machines would be returned in about seven months.

Individual Drives.

In a cement works the number of individual motors required is generally between 35 and 50, the largest being the motors driving the clinker-grinding combination mills of 500 to 650 h.p., and the smallest the variable-speed motor of 2 h.p. driving the kiln spoon-feeder. The list on pp. 1178-79 gives a rough indication of the particulars of the motors throughout the works arranged in order of horse-power. The number of motors and their horse-power must be settled to suit the conditions obtaining at any works as regards output, arrangement of units and raw materials used.

The number of different types of motors should be kept as low as is consistent with efficiency, so that the number of spare motors is a minimum.

Also, special care must be taken in estimating the horse-power required so that a reasonable surplus of energy is available to meet the rough conditions and the high starting torque requirements of cement works plant.

Types of Motors.

Slip-ring and Squirrel-cage Motors.—All, except the smallest, motors in a cement works require a high starting-torque; the kilns and grinding mills in particular have a considerable amount of inertia which has to be overcome in starting and require at least twice full-load starting-torque. These duties call for slip-ring motors which provide a higher starting-torque, although the initial cost of this type of motor is higher than that of the squirrel-cage type. To install special internal-resistance motors to meet this requirement is not

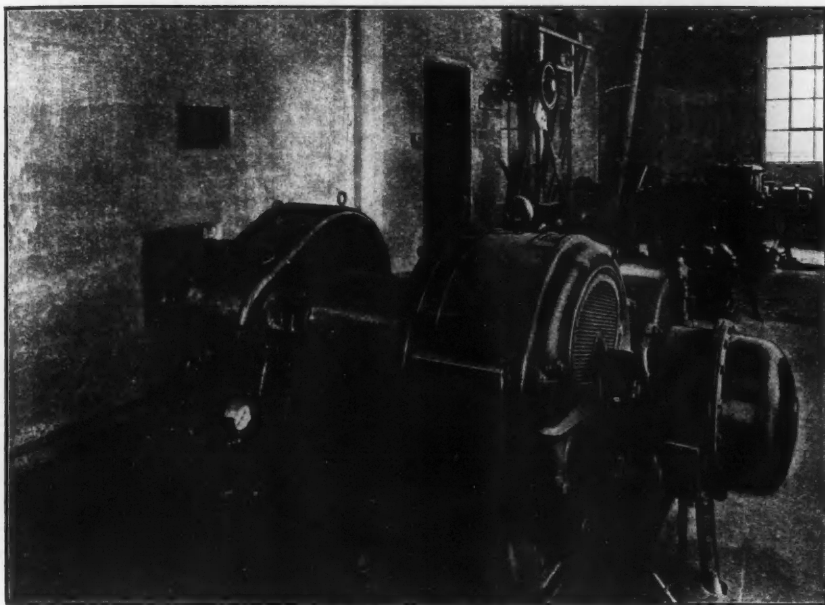


Fig. 15.—150-h.p. Motors driving two Coal Crushers through Reduction Gearing.

advisable in a cement works owing to the rough conditions and the necessity for a more highly skilled electrical staff for maintaining this type of motor. Slurry pumps, conveyors, mixers, elevators, etc., require less starting-torque, viz., about one-third full-load starting-torque: squirrel-cage motors with star-delta starters fulfil this demand and are less expensive than slip-ring motors.

Variable-speed Motors.—The only motors in which the speed has to be capable of variations are those driving the kiln induced-draught fans and spoon slurry-feeder. The degree of speed regulation required is down to 50 per cent. below normal speed. This is obtained by means of resistances in the rotor circuit of the slip-ring motors. Drum-type controllers mounted on the firing platform control the resistances so that the operator has full control of these drives without leaving his platform.

TABLE OF MOTORS.

(a) Duty.	(b) Number.	(c) Rated H.P.	(d) Speed.	(e) Efficiency. F.L. % (I) (II)		(f) P.F. F.L. % (I) (II)		(g) Starting torque. %	(h) Type of drive.	(i) Type of motor.
Clinker-grinding mills	2 or more	500—650	720	—	—	—	—	—	Direct gearing.	Synchronous induction.
Raw material grinding mills	2 "	350—500	720	—	—	—	—	—	Direct gearing.	Synchronous induction.
Jaw crushers ..	1 "	150—200	720	91.25	90	.88	.83	200	Belt.	Constant speed-slip-ring.
Coal pulverisers or mills	2 "	150—200	1400—1600	91.25	90	.88	.83	225	Direct gearing.	ditto.
Wash mills and pump	2 "	70	360	91.25	90	.88	.83	200	Belt.	ditto.
Induced draught fan	2 "	70	285—360	89	88.5	.81	.76	200	Direct.	Variable speed-slip-ring.
Kilns ..	2 "	50	360—720	88.5	87.5	.84	.80	200	Gearing.	Variable speed-slip-ring.
Air compressor (slurry agitation)	1	30	720	87.25	87.25	.85	.81	200	Direct.	Constant speed-slip-ring.
Raw materials and coal drier	2 or more	30	720	87.25	87.25	.85	.81	200	Belt.	Constant high-torque squirrel-cage.
Slurry pump ..	1	30	720	87.25	87.25	.85	.81	200	Belt or gearing.	Constant high-torque squirrel-cage.
Slurry (sun and planet) mixer	—	20	730	86	85	.82	.77	200	Gearing.	Constant high-torque squirrel-cage.
Rotary coolers ..	2 or more	20	720	86	85	.82	.77	200	Belt.	ditto.
Gypsum plant ..	1	20	720	86	85	.82	.77	200	Belt.	ditto.
Coal elevator, conveyor and separator, magnetic	1	20	720	86	85	.82	.77	200	Belt.	ditto.

TABLE OF MOTORS—(contd.).

(a) Duty.	(b) Number.	(c) Rated H.P.	(d) Speed.	(e) Efficiency.		(f) P.F.		(g) Starting torque. %	(h) Type of drive.	(i) Type of motor.
				F.L. % (I)	3/4 % (II)	F.L. (I)	3/4 (II)			
Clinker and lime-stone elevators	2 or more	20	720	86	85	.82	.77	200	Belt.	Constant high-torque squirrel-cage, ditto.
Cement extractors and conveyor; cement elevators and silo-filling conveyor	2	20	720	86	85	.82	.77	200	Belt.	
Cement dust-collecting plant	1	20	720	86	85	.82	.77	200	Belt.	ditto.
Raw material slurry mixers	3	20	730	86	85	.82	.77	100	Belt.	ditto.
Spare ..	2	20	730	86	85	.82	.77	100	—	ditto.
Clinker conveyor under coolers	2 or more	10	730	82	82	.785	.735	100	Belt.	ditto.
Elevator and conveyor to packers	2	10	730	82	82	.785	.735	100	Belt.	ditto.
Packers ..	4	10	730	82	82	.785	.735	100	Belt.	ditto.
Slurry overflow-flue dust-extraction	2	10	730	82	82	.785	.735	100	Belt.	ditto.
Water pumps	2	10	730	82	82	.785	.735	100	Belt.	ditto.
Fitting shops	1	10	730	82	82	.785	.735	100	Belt.	ditto.
Spare ..	2	10	730	88	82	.785	.735	100	—	ditto.
Coal-feed tables	1 or more	5	480/715	78.5	76.25	.715	.62	200	Belt.	ditto.
Gypsum-feed tables	2	5	480/715	78.5	76.25	.715	.62	200	Belt.	ditto.
Water pumps	2	5	480/715	78.5	76.25	.715	.62	200	Belt.	ditto.
Spare ..	2	5	480/715	78.5	76.25	.715	.62	200	—	ditto.
Kiln spoon-feeder	2	2	750	76	78	.70	.62	150	Belt.	ditto.

Spare Motors.—As reliability of performance is essential it is advisable to provide in every way practicable against breakdowns, and when breakdowns occur to have complete and speedy arrangements to remedy them. The first precaution is to have the motors readily accessible and a spare motor in proper running order for immediate replacement if necessary. In the general design of the electrical plant every endeavour is made to reduce the number of different motors to a minimum, so that it is practicable to keep a spare for every size excluding the large motors. Another precaution is to have the whole of the six connections on a three-phase motor brought out so that a broken-down or burnt-out coil can be located in a few minutes. The extra

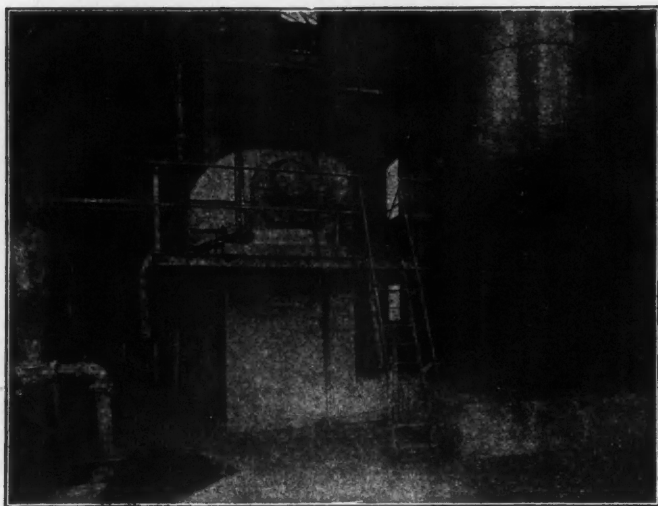


Fig. 16.—Variable-speed Slip-ring Induction Motor, direct-coupled to a large Induced Draught Fan on a Rotary Kiln.

cost of this is negligible compared with the convenience of having the end turns available.

Ventilation.

With the larger motors, total enclosure is generally not practicable and therefore the provision of large airy rooms of sufficient size to give adequate cooling characteristics for the air, or a system of ventilation, is necessary. Mills for grinding clinker and raw material are generally grouped so that their motors are placed in dust-tight rooms of sufficient size to provide adequate cooling or, if not, then the temperature is kept at the proper level by the installation of a ventilating system. As with pipe-ventilated motors, all ventilating air should be efficiently filtered and unless this is done the motors will collect a deposit of cement dust at the points at which the air impinges on the windings and thereby suffer more injury than if no directed ventilation system were installed. In the case of such motors as the kiln and induced draught fan motors, which are subject to heat as well as dust, special ventilation is necessary. For the smaller motor, the ordinary enclosed ventilated end bracket type is the best.

Care of Motors.

Removal of Dust.—Dust is more or less unavoidably present in the air at a cement works, and constant attention has to be given to the motors, particularly as the majority of them run continuously. Open-type motors must be blown out as frequently as their position in the works demands. The nearer they are to the clinker-grinding or coal-preparing units the more attention they will require. For this purpose, the ideal is a system of pipes tapped at each motor, to supply air under pressure, but a portable electrically-driven air-compressor will serve.

Air-gap Testing.—The importance of the frequent testing of the air-gaps cannot be over-emphasised. A set of feelers sufficiently long to pass through

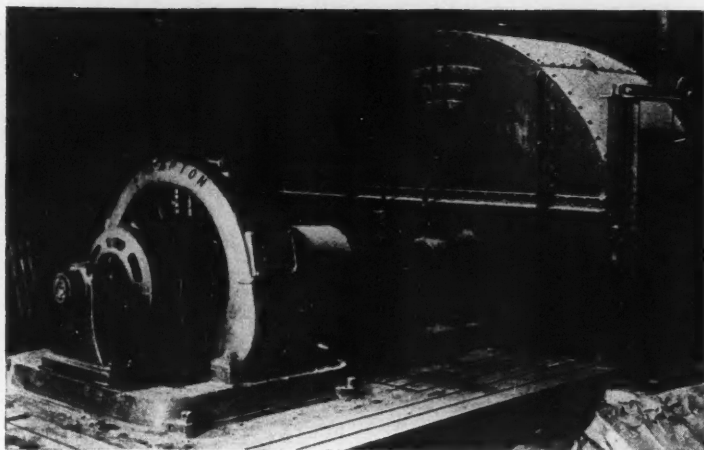


Fig. 17.—Induced-Draught Fan direct coupled to an Electric Motor.

the whole length of the core should be used for this purpose. If a reduction in the air-gap is not detected in its early stages, trouble will quickly develop.

Distribution.

Main Switchboard.—For the control of the outgoing feeder cables on high-tension (3,300 to 6,600 volts) distribution duty the switchboard can be of the ironclad or the cubicle type. For low-tension (440 volts) the switchboard is generally of the ironclad type but sometimes of the cubicle type. The "truck" type of cubicle has the advantage that the apparatus is mounted on a truck which can be wholly withdrawn for inspection, re-adjustment or repair. The truck can only be withdrawn when the oil-breaker is open, and the withdrawal of the truck causes a shutter to fall which completely covers the holes through which the movable contacts pass in order to engage with the fixed contacts on the bus-bars, so that no contact with the live metal is possible and the greatest safety of the operator is ensured.

Feeders.—In cement works practice it is not unusual for the electrical plant to be subjected to frequent overloads, and in fixing the sizes of feeder units this must be taken into particular account. Generally speaking, the distribution units should be 25 to 30 per cent. larger than the normal rating of the circuit. Because of the scattered nature of the lay-out of a cement plant and the presence of large individual motors, the grouping of the motors from a

distribution standpoint is usual. The main switchboard and transformers are placed as near as convenient to the heaviest demand point, that is, the clinker grinding mills, and the rest of the motors are grouped with due regard to loads, distance from the main switchboard, and number of feeder cables. It



Fig. 18.—Electrically-Driven Dust Fan complete with Bag - Filter and small Cyclone Separator for Dust Collection in a Cement Works.

is generally found that the mill can be divided up into six main groups, which in their order of aggregate horse-power are as follows.

- (1) Clinker-grinding mills with elevators and conveyors.
- (2) Raw material preparation plant elevators and conveyors.
- (3) Coal pulverisers or mills.
- (4) Slurry mixers and pumps.
- (5) Kilns.
- (6) Cement-extraction, packing department, fitter's shop and lighting.

Sub-distribution Boards.—At a convenient point within each group is arranged the sub-distribution board with out-going feeders to each individual motor. The fitters' shop and lighting-circuits should be arranged so that they can be changed over to stand-by direct supply.

Switchgear.

It is necessary when considering the question of suitable types of switchgear to keep well in mind that the gear will have to operate in the presence of

fine cement dust which will permeate into every crevice, and therefore every effort must be made to have only such gear as will not harbour dust. Oil-immersed switchgear gives this protection without sacrificing simplicity of construction, but recently great advances have been made with totally-enclosed air break switches, which should receive due consideration.

For controlling the stator of slip-ring motors an iron-clad oil-immersed switch is generally used with overload and no voltage-releases, and for variable-speed control, slip-ring motors have in addition a drum-type controller with resistances. Squirrel-cage motors are provided with oil-immersed star-delta or auto-transformer types with overload-trip and no voltage-release.

For starting slip-ring motors, in view of the heavy masses to be moved which necessitate very gradual acceleration, the liquid starter is the most suitable. It should be provided with glass inspection-windows for each phase so that the level of the liquid can be seen at a glance. The interlocking of the liquid starter and the main switch so that the main switch cannot be closed with the liquid starter in the "full-on" position should always be done. The auto-synchronous motors for the larger units are started up in the same way as ordinary slip-ring motors by means of starters in the rotor-circuits. As the motor approaches synchronous speed, the exciters, which are coupled to the motors, build up their voltage and the motors pull into synchronism and continue to run as synchronous motors. They will not fall out of step under ordinary normal overloads as they have a large overload capacity, but should any abnormal load occur sufficient to force the motors out of step, they will continue to run as induction motors until the load falls, when the motors will fall into step and will again run as synchronous machines. When a phase-advancer has been added, a change-over switch is required to switch the phase-advancer into circuit when the motor has built up its normal speed. All the heavy motors should invariably have "stop" push-buttons fitted. For the control of a synchronous induction motor it is necessary to have, in addition, a change-over switch and gear to control the direct-current exciter.

Earthing.

The question of the earthing system is a matter of importance; there appears to be no reason why the star-point should be earthed, and an insulated neutral is generally to be preferred. There should be a leakage indicator installed on the power-house switchboard in order that faults may be detected in their early stages. All metal work should be taken to earth in a proper and thorough manner.

Conclusion.

The use of electricity provides the very best means for the economical and efficient running of a cement works and every advantage should be taken of exploiting this medium to the fullest extent. The choice of the most suitable equipment for the particular conditions obtaining in a works is of paramount importance; for unsuitable machinery means inefficiency and consequently waste.

The following acknowledgments are made for the loan of the illustrations used in this article: Figs. 1 and 12, English Electric Co., Ltd.; figs. 2 and 10, Johnson & Phillips, Ltd.; fig. 3, British Insulated and Helsby Cables, Ltd.; fig. 4, The Telegraph Condenser Co., Ltd.; figs. 5, 6 and 15, Metropolitan-Vickers Electrical Co., Ltd.; figs. 7 and 14, Bruce Peebles & Co., Ltd.; fig. 8, General Electric Co., Ltd.; fig. 9, W. T. Henley's Telegraph Works Co., Ltd.; fig. 11, Brookhirst Switchgear Co., Ltd.; fig. 12, George Ellison, Ltd.; fig. 16, Davidson & Co., Ltd.; figs. 17 and 18, Musgrave & Co., Ltd.

Grinding of Cement Clinker.

By A. C. DAVIS, M.Inst.Mech.E., M.Inst.C.E.I., F.C.S.

(WORKS MANAGING DIRECTOR, ASSOCIATED PORTLAND CEMENT MANUFACTURERS, LTD.)

In previous articles the crushing of raw materials and the pulverising of fuel were discussed. Types of large crushers for hard raw materials are shown in Figs. 1, 2 and 3, and we now come to the grinding of the prepared clinker. This is a very important operation, for no matter how good the raw material used, how fine the raw grind, or how perfectly calcination is effected, much of the value will be lost if final grinding is not satisfactorily carried out.

Clinker from shaft or other similar kilns is usually reduced to small size by crushers of one of the types discussed in the earlier article, but from that point

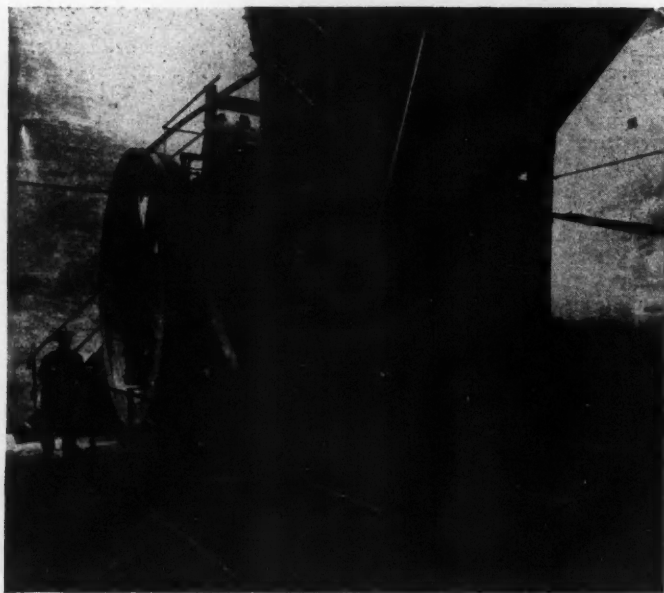


Fig. 1.—72-in. by 48-in. Jaw Crusher.

onwards it is dealt with by machinery similar to that required for normal rotary kiln clinker. The mill stones formerly used in the industry have been obsolete for many years, and need not now be discussed.

Rotary kiln clinker leaves the cooler in the form of nodules, 90 per cent. of which will probably pass through a $\frac{1}{2}$ -in. ring and 25 per cent. will pass a $\frac{3}{8}$ -in. ring; 10 per cent., however, will possibly be of mass clinker, 2 or 3 in. overall, or even larger, and requires crushing. A high percentage of ash in the fuel is the primary cause of mass clinker formation, and this mass clinker, when it breaks away, requires crushing to facilitate feeding into the mill.

When rotary kiln clinker is produced from slurry with high moisture content, or by slurry sprays, the nodules are small; when it is produced from slurry having low moisture content, they are larger. But whatever the size of the nodules, good and well-burnt clinker is very hard all through, but with a still harder skin surface. It would appear at first sight that the clinker lumps might prove troublesome in grinding. This, however, is not so, provided suitable arrangements are made for crushing or breaking down. The small

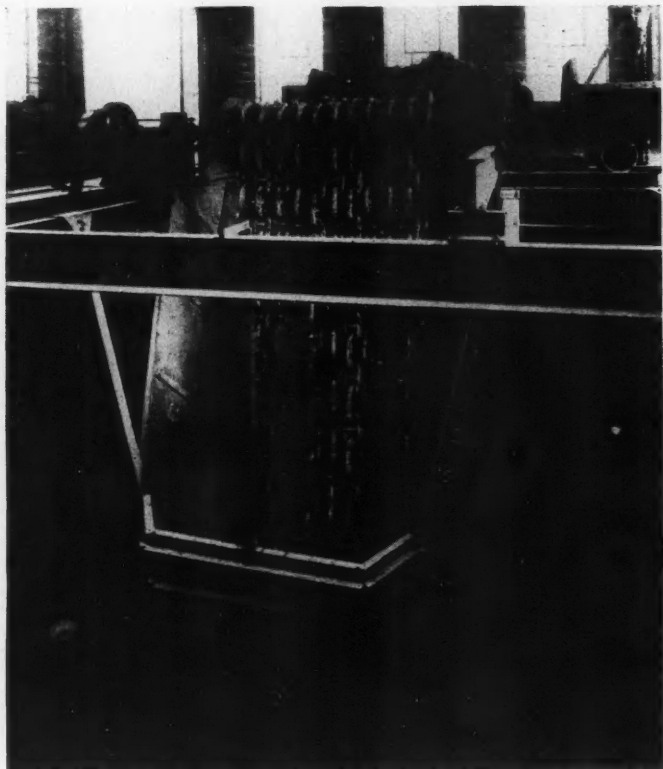


Fig. 2.—Ross Feeder on 72-in. by 48-in. Jaw Crusher.

ball-like nodules, having a hard and relatively smooth surface, are much more difficult to deal with.

The design of most grinding mills imposes a maximum on the dimensions of the nodules passed into them as feed. This limit is reached at, say, a $\frac{3}{4}$ -in. ring, or up to a $1\frac{1}{2}$ -in. or even a 2-in. ring, according to the kind of mill, the type of feed gear, and the dimensions of the feed opening. A crusher is invariably used to reduce the oversize clinker to the desired dimensions. In any case the output of any mill can be better maintained and the power per

ton of product reduced if the feed is suitable; moreover, it is more economical to break down in crushers than in a grinding mill.

Crushers of the roll, jaw, or hammer type may be used for this duty, but roll and jaw crushers are in most general use. These machines are best understood and generally require less upkeep. To keep the cost of maintenance low, only the clinker which requires crushing should be passed through the machine. The wear of those parts of the machine that effect crushing is considerable, and they are, therefore, made removable and renewable. The metal generally used for the renewable parts is manganese steel or white iron, the latter being cast in chills. The former metal is more costly, but under

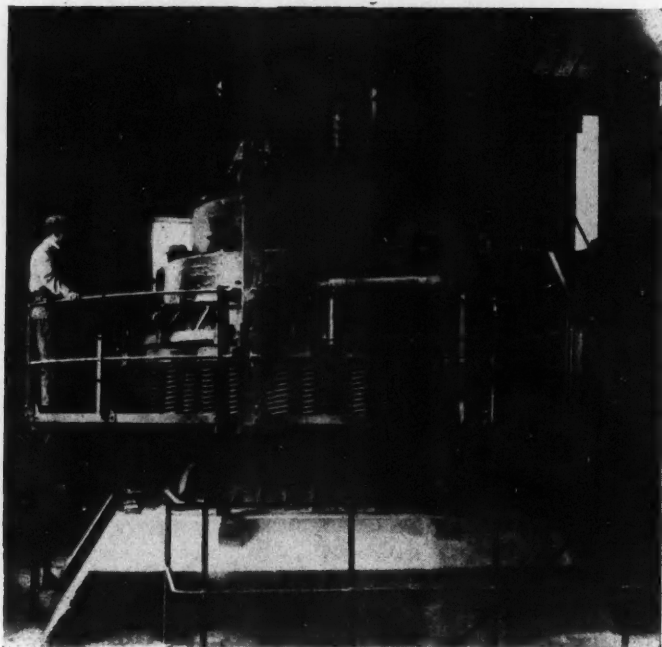


Fig. 3.—Cone Crusher.

some conditions will give a longer working life and prove more economical. No machining of either of these metals is possible, nor should it be necessary.

When the quantity of oversize clinker is large and crushing is continuously needed, the power required will be, say, 1 to 2 B.H.P. per ton of clinker crushed; if the quantity is small and crushing less frequent, the power per ton will be higher.

The design of grinding mills has passed through many changes in recent years. Many mills formerly used have become obsolete and are not now being manufactured. Of those that remain, each has one or more good points; but the tendency towards the use of larger units and the need of keeping the operating cost low has brought about entirely different designs. Up to a few

years ago two-mill units were very popular; they were usually paired as ball and tube, kominator and tube, Griffin and tube, Edgerunner (various types) and tube, pulveriser and tube, etc. The first-mentioned mill in each case operated as the preliminary unit and the latter as the finishing unit. The kominator mill is generally similar to the ball mill, the only difference being in the construction and detail of the sieves. A sieving element was incorporated in the preliminary unit or between it and the finishing unit. The reduction capacity of the finishing mill invariably determined the best size of sieve opening in the preliminary mill. The ball or kominator and tube unit was probably the most popular of all these combinations and in most general use.

The ball-mill is a cylindrical drum mounted upon and rotated by a steel shaft.

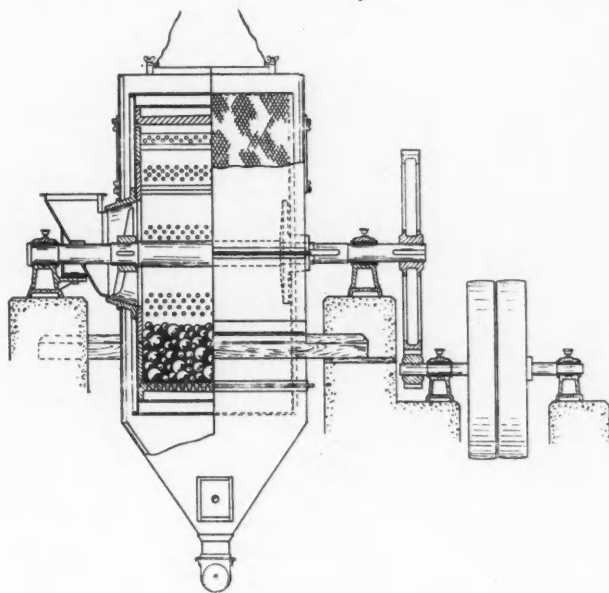


Fig. 4.

It is lined with stepped-steel perforated plates. Steel balls of from 5-in. to 2-in. diameter are used as the charge medium, and the material fed to the mill is crushed and partly ground by impact as the balls fall from step to step.

Grading or classification in this type of mill usually takes place in three stages: (1) through the perforations in the stepped plates; (2) through an inner sieve-plate; (3) through a much finer outer sieve or sieve-plate. The oversize from each stage is returned to the mill for further reduction, but the product passing the outer sieve goes to the finishing mill.

Figs. 4 and 5 show a longitudinal and transverse view, part elevation and part section of a ball mill; the shaft with driving and feed nave, perforated grinding plates with charge, inner and outer sieves, and casing with spiral conveyor for taking the ground product away, are clearly seen.

Figs. 6 and 7 show similar views of a modern kominator mill having "fastax" sieves; the partly-ground material is passed from the mill to the screen, that which is already sufficiently ground passes through the screen in the usual way, and that which is still oversize is returned to the mill through the trunk chutes. The larger sieve area of the kominator mill gives it a decided advantage over the older type of ball-mill.

Fig. 8 shows a ball-tube plant in course of erection; the ball mills are arranged at a higher level than the tube-mills and the product of the former is delivered, as feed to the latter, by means of a small spiral conveyor.

The tubemill is employed exclusively for the finishing process. Grinding was originally effected by means of pebbles, but white iron pellets are used

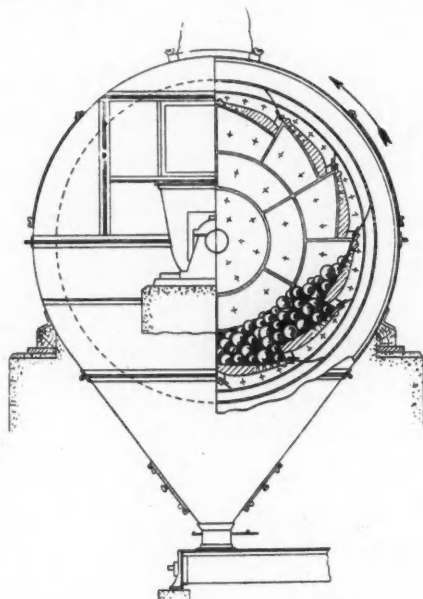


Fig. 5.

in recent mills. The tube-mill, as its name implies, is a cylindrical shell usually supported on trunnion ends, lined with "silex" or metal blocks, loaded with grinding media, and rotated by appropriate driving gear. The diameter of tube-mills varies from 4 ft. to 8 ft. and the length from 20 ft. to 40 or even 45 ft. The volume of charge may be from 20 per cent. to 40 per cent. of the mill volume.

The grinding media are usually white iron balls of from 1 in. diameter to $\frac{3}{4}$ in. diameter; a rather larger diameter may prove an advantage if the feed particles are of large dimensions, but if the product is to be very fine the whole of the grinding media may be rather smaller. Some millers prefer to use media of slightly different form, say, $\frac{3}{4}$ in. in diameter by $1\frac{1}{4}$ in. long or $\frac{5}{8}$ in. diameter by 1 in. long; this form of media, however, can only be used efficiently when the mill speed is low.

The speed of the mill's rotation for fine grinding should satisfy the equation :

$$\text{R.P.M.} = \frac{220 \text{ to } 230}{\sqrt{d}}$$

where d is the effective diameter of the mill in inches. This speed will produce the cascading of the grinding media indicated in fig. 9 for large-diameter media and stepped plates, and in fig. 10 for small-diameter media and plain surface lining. With mill sizes, loads, and speeds given, the B.H.P. will be 15 to 18 times the weight of the charge media in tons.

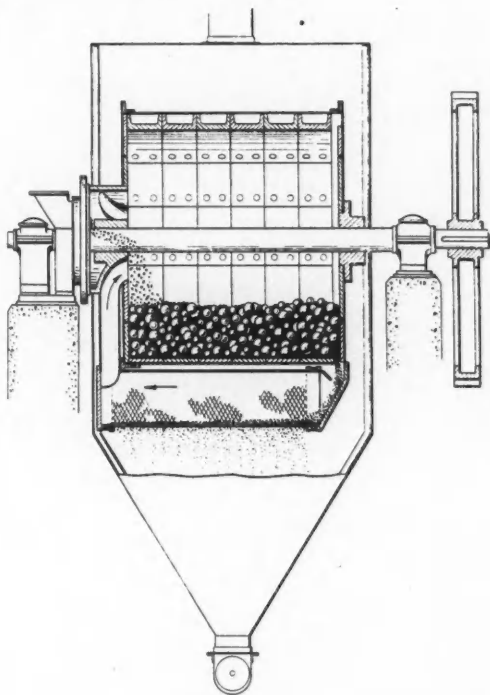


Fig. 6.

A typical classification of feed for a finishing tube-mill is as follows:—

Residue on the 20 mesh sieve ...	20 per cent.
" " 50 " " ... "	48 " "
" " 76 " " ... "	52 " "
" " 100 " " ... "	61 " "
" " 180 " " ... "	69 " "

If the tube-mill capacity is large in relation to the amount of feed these residue figures could be increased, and vice versa.

The classification of the product will depend upon the fineness required, the suitability of the grinding media, and the amount of work absorbed in the grinding process. In England ordinary cement is ground to a residue of 4 per cent. to 5 per cent. on the 180-mesh sieve. The British Standard Specification allows 10 per cent. on that sieve, or, say, 7 per cent. or 8 per cent. on the 200-mesh sieve, the flour content being relatively small. If the cement is of the rapid-hardening type, with high tensile and compression characteristics, the residue will be, say, 0.4 per cent. to 1 per cent. on the 180-mesh sieve, and,

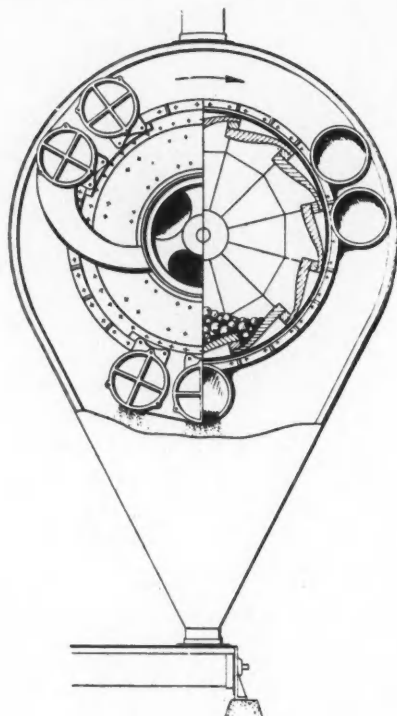


Fig. 7.

say, 0.6 per cent. to 1.3 per cent. on the 200-mesh sieve, the flour content being much higher.

A typical longitudinal section through a finishing tube-mill is shown in fig. 11. The amount of feed is determined by the preliminary mill, the grit is fed by the spiral feeder indicated, and the rotation of the mill causes the cement particles to pass through the mill. A diaphragm grid with lifters is fitted near the outlet end to keep the media in the mill and to facilitate the exit of the cement. The circular screen at the discharge is fitted to prevent any foreign matter being passed out with the cement.

The compound or multiple-chamber mill introduced about 1920 has become very popular, and a large number of the new mills now being installed—

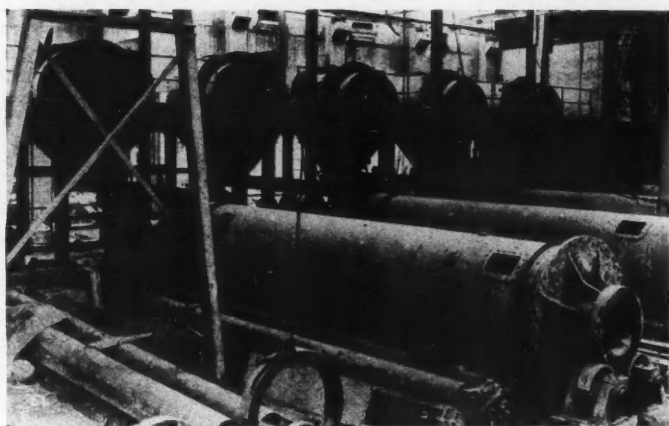


Fig. 8.—Grinding Mill, showing Ball and Tube Mills during Erection.

certainly all the largest—are of this type. In principle, this mill is a ball and tube-mill combined; in construction it is a tube type mill of much greater size than the early tube-mills, divided into a number (say, three or four) compartments, each compartment being loaded with grinding media suitable for its respective duty.

Fig. 12 shows a longitudinal section through a typical mill of this type. The shell is 7 ft. to 8 ft. in diameter; the length between end covers is 35 ft. to 40 ft.; the charge load (balls or equivalent) weighs 40 to 50 tons; the diameter of the media varies from $3\frac{1}{2}$ in. or 4 in. to $\frac{3}{4}$ in. or $\frac{5}{8}$ in., and the smaller may alternatively be egg-shaped, say $\frac{5}{8}$ in. in diameter by $\frac{7}{8}$ in. long. The mill shown in fig. 12 is divided into three chambers; the first two chambers are lined with chrome steel stepped plates and loaded with forged steel balls, and the last chamber is lined with white iron bricks and loaded with white iron

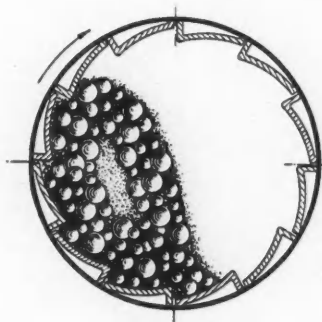


Fig. 9.

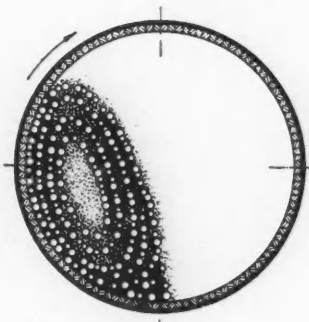


Fig. 10.

Path of Charge in Cement Grinding Mill.

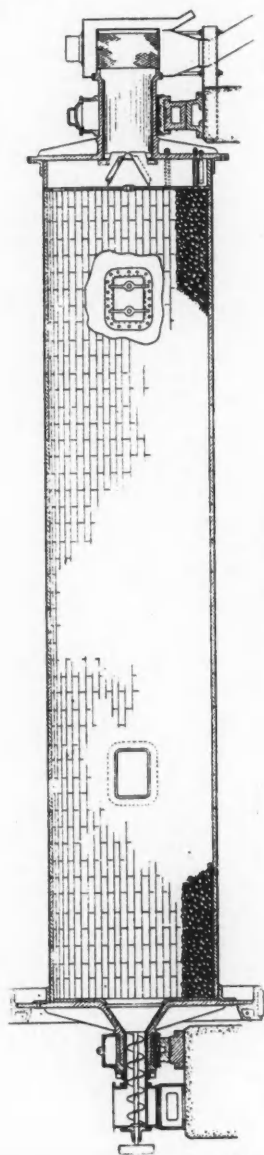


Fig. 11.—Tube mill.

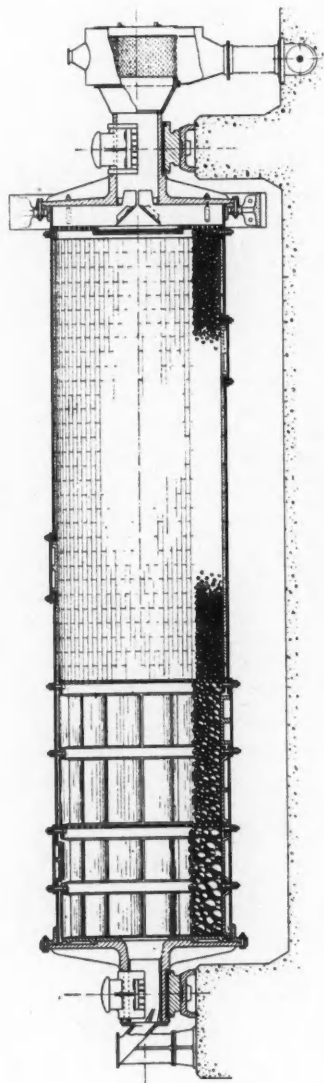


Fig. 12.—Single-unit Mill.

balls or pellets. A grid-plate is interposed between chambers 1 and 2, and also between chambers 2 and 3. A similar grid-plate with lifters is arranged at the outlet end. The volume of the charge in the mill shown is 20 per cent. to 28 per cent. of the mill volume. It is not unusual for the charge volume to be as high as 35 per cent. or even 40 per cent. of the mill volume if the shell is strong enough and the motor sufficiently powerful; in such cases, however, the operating speed should be slightly higher.

Some millers prefer a deep charge to a shallow charge, and where power is limited or the duty of a mill is small it is sometimes preferred to reduce the effective length of the mill in order to obtain the deeper charge. There is no proof, however, that this results in higher efficiency or lower B.H.P. per ton.

Compound mills of the larger sizes are frequently made of large diameter for a short length at the feed end; this, however, causes constructional diffi-



Fig. 13.—Feed End of Compound Mill.

culties and there is no real evidence that the complication is warranted. A screening element is also frequently interposed between the first and second chambers; this should reduce the B.H.P. per ton necessary for grinding, but the constructional difficulties are serious and a more highly skilled class of operator is required. Compound mills can be manufactured in any size capable of absorbing any reasonable amount of power. Mills up to 8 ft. or 8 ft. 6 in. diameter and 42 ft. in length are already working with a charge load of 50 to 60 tons.

Grinding in compound mills is effected almost exclusively by percussion. The rotation of the mill and the friction of the charge load on the mill-lining causes the balls to be raised and thrown down to the toe of the charge. This action is continuous. It is probable that each ball strikes three blows for every two revolutions of the mill. The rules for speed, loading, and power of these mills are in general agreement with those previously given for tube-type finishing mills.



Fig. 14.—Outlet end of Compound Mill.

Figs. 13 and 14 show the feed end with table-type feeder, and the outlet end with hood and totally-enclosed driving gear of mills of this type. Fig. 15 shows an installation of a number of similar mills with access platform.

The grinding carried out in the mills previously described is on the open-circuit system. Closed-circuit grinding has been adopted in this country in only exceptional cases. In open-circuit grinding the material only enters the mill once. It is kept in the mill and subjected to the grinding process until the grinding, as determined by the limitations imposed by the residue, is com-



Fig. 15.—Large Installation of Compound Mills with Access Platform.

pletely effected. The amount of mill feed is thus at all times nominally equal to the amount of mill discharge. In closed-circuit grinding the material is in continuous circulation, being passed through the mill and classified continuously until it has been reduced to the desired size. In this method of grinding the feed may be many times greater than the product.

A strong claim made for closed-circuit grinding is that, owing to continual classification, the material is passed from the mill and out of the mill circuit as soon as it has been sufficiently reduced, and is thus prevented from muffling or cushioning the material still in process of grinding. But the principal claim is that closed-circuit grinding increases the output of the mill unit by as much as 10 per cent. to 20 per cent. It should be pointed out, however, that the grading of cement produced by open-circuit grinding is such that higher strains, both tensile and compressive, are obtained.

A careful microscopical examination of the products obtained by the two methods reveals that with the same sieving classification the amount of fines obtained in open-circuit grinding is much larger than that obtained in closed-circuit grinding. It appears that the further reduction of the particles after the sieving classification conditions have been met, results in a lower average particle dimension, and this grading of the fines with smaller particle dimensions gives the product of open-circuit grinding a cementitious value not yet obtainable in closed-circuit grinding.

The characteristics of the product of percussion-type preliminary mills differ from the characteristics of the product of attrition-type preliminary mills. It is possible that the attrition unit would behave well and produce an ideal cement under closed-circuit conditions if the final classification were sufficiently under control; this completeness of control has, however, not yet proved possible.

Reported Belgian Cement Agreement.

It was reported at the end of July that after strenuous attempts to form a Belgian cement combine, negotiations were considered as having definitely failed. It is now reported, however, that the subject has been re-opened and that apparently an agreement in principle has been reached. It is stated that producers who hitherto declined to consider the formation of a combine on account of the new American duties—that is, 6 cents per 100 lbs.—are now disposed to make concessions. The new trust, it is reported, would comprise the division of the industry into three groups and sales agencies in the North, Mons and Tournai districts are projected.

Change to Wet Process.

We are informed that the Canada Cement Co. is changing from the dry to the wet process at its No. 1 Plant, Montreal East, and that Messrs. F. L. Smith & Co. have been given the order for the machinery. The total cost is estimated at £308,100.

South German Cement Sales.

The Sudddeutscher Cement Verband G.m.b.H. Heidelberg states that cement sales for 1929 were less than those for 1928, as the loss in the first quarter of 1929 was not recovered.

The Rotary Kiln in Cement Manufacture.—VI.

By W. GILBERT, Wh.Sc., M.Inst.C.E.

Published Results of Experiments on Convection.

(16) An explanation of the various symbols used is given in paragraph (26). Most of the experiments relating to the rate of heat transfer by convection, due to a forced air or gas velocity, have been made on small tubes or pipes of one to two inches in diameter, such as would be used for water-tube boilers or similar purposes. They show generally that the value of fHc does not change nearly so rapidly with the temperature difference as the value of sHc does in column (5) of Table IV, where the cylinder is exposed to air currents set up by its own temperature only. The value of fHc is found to be approximately proportional to the weight of air or gas passing in unit time, except, perhaps at very low velocities, and its value diminishes as the size of the tube increases.

(17) The values of fHc in Table V are taken from a table, based on experiments by Nussett, given in "Industrial Furnace Technique" by A. Hermansen. The figures are for a 3-metre flue and an air temperature of 572 deg. F. It is not clear that the extension of the formula to such a large diameter is justified, and in the case under consideration the air velocity is not through the tube but across it at right angles. The figures are given since they are considered in this connection to be approximately true, and the framework provided can be used with more accurate values of fHc , which may be obtained later.

TABLE V.

COMPONENT OF CONVECTION LOSS FROM KILN SHELL DUE TO WIND VELOCITY.

(1) Wind velocity.		(2)		(3) Value of fHc .		(4) Remarks.
Feet per minute at 60° F.	M per min. at 16° C.	Miles per hour at 60° F.	Km. per hour at 16° C.	Heat lost by convection due to wind or to a forced air or gas velocity in B.T.U.'s per sq. ft. per hour per °F.	Heat lost by convection due to wind or to a forced air or gas velocity in Kcal per m ² per hour per °C.	
200	61	2.27	3.7	0.70	3.42	Light air.
400	122	4.55	7.3	1.22	5.96	Light wind.
600	183	6.82	11.0	1.66	8.11	Light breeze.
800	244	9.10	14.7	2.08	10.15	Moderate breeze.
1000	305	11.36	18.3	2.48	12.10	
1200	366	13.64	21.9	2.87	14.01	Fresh breeze.
1400	427	15.90	25.6	3.24	15.82	
1600	487	18.18	29.2	3.59	17.53	Strong breeze.
1800	548	20.46	32.9	3.94	19.24	

The figures in column (3) are applicable to kilns ranging in diameter from 8 to 11 ft.

For Figs. 1-7, see January number; Figs. 8-16, see March number; Figs. 17-20 and Kiln Test Sheet, see April number; Fig. 21, see May number; Figs. 22-24, see July number.

For Table I, see May number; Tables II-IV, see July number.

The wind velocity, when using Table V, may be measured by an anemometer of the windmill pattern.

(18) As an example of the use of Table V, suppose a wind blows across a rotary kiln with a velocity of 800 ft. per minute, corresponding to a moderate breeze, and let the shell temperature at some definite point be 350 deg. F.

The value of sHc taken from Table IV is 1.24, and the value of fHc from Table V is 2.08. Since the air velocities giving rise to the two values of Hc are at right angles, the resultant value of Hc is assumed to be

$$\sqrt{(1.24)^2 + (2.08)^2} = 2.42.$$

Adding the value of $Hr = 1.98$ from Table IV, and multiplying by the temperature difference, we obtain:—

Heat loss in B.T.U.s per sq. ft. per hour

$$= (2.42 + 1.98) \times (350 - 60) = 4.40 \times 290 = 1,276.$$

This compares with a heat loss of 933 B.T.U.s per square foot per hour for still air, as given in Table IV.

Is Coal Saved by Housing the Kiln?

(19) The figures in Table V do not correctly indicate the additional heat loss due to the exposure of the kiln to a wind velocity of 800 ft. per minute. As soon as additional heat is drawn through the fire-brick lining, the shell temperature falls, due to the increased heat gradient in the brick, and the temperature difference between the kiln shell and the atmosphere is diminished.

To investigate the matter it is necessary to derive formulæ which are, however, of general application. For list of symbols, see paragraph (26). A connection is established between fT , and sT and the quantity of heat conducted through the firebrick lining of the kiln and radiated from the shell.

(20) Suppose in the first instance we have a parallel block of firebrick, and let the area in cross-section at right-angles to the direction of heat flow be A square feet, the thickness measured in the direction of the heat flow t inches, and the temperature difference between the two faces T_d degrees, then the well known fundamental equation of heat conduction is

$$aQ = \frac{K \times A \times T_d}{t} \dots\dots\dots(1)$$

where aQ is the total quantity of heat conducted per hour and K the conductivity as defined in the list of symbols.

In the case of a rotary kiln the mean area in cross-section of the firebrick lining per foot run of kiln through which heat is conducted to the shell is

nearly, but not quite, $\frac{\pi}{2} (D+d)$, the exact value being:—

$$\frac{\pi (D - d)}{2.3 \log \frac{D}{d}}. \text{ (The log is to base 10.)}$$

It is convenient to express t , the thickness of the firebrick in inches, in formula

(1) as $\frac{12 (D - d)}{2}$ and putting Q for the heat loss in B.T.U.s per square foot of shell area per hour (at the diameter D) we get by substitution in (1)

$$Q = \frac{K (fT - sT)}{13.8 \times D \log \frac{D}{d}} \dots\dots\dots(2)$$

This formula is preferable to No. (1) when the thickness of the firebrick is large in comparison with the diameter of the kiln.

Again the heat loss from the kiln shell to the atmosphere is evidently

$$Q = H (sT - aT) \dots\dots\dots (3)$$

By combining formulæ (2) and (3) we obtain

$$fT = B \times H \times (sT - aT) + sT \dots\dots\dots (4)$$

and

$$sT = \frac{fT + (aT \times B \times H)}{B \times H + 1} \dots\dots\dots (5)$$

where

$$B = \frac{13.8 \times D}{K} \log_e \frac{D}{d} \dots\dots\dots (6)$$

The formulæ (2) to (6) show the relation which must exist between the temperature of the inner face of the firebrick lining fT , the shell temperature sT , and the heat loss per square foot per hour from the kiln shell denoted by Q . Good contact between the firebrick and the kiln shell is assumed.

(21) As an example we may take $D=9.5$, $d=8.0$, $sT=500$ deg. F., $aT=60$ deg. F., $K=9$, and calculate fT under still-air conditions. From Table IV

$$H = Hr + sHc = 2.84 + 1.46 = 4.30.$$

From formula (6)

$$B = \frac{13.8 \times 9.5}{9} \times (0.9777 - 0.9031) = 1.087.$$

Hence from formula (4)

$$fT = 1.087 \times 4.3 \times (500 - 60) + 500 = 2,056 + 500 = 2,556 \text{ deg. F.}$$

The heat loss from the shell is by Table IV 1,887 B.T.U.s per square foot per hour.

(22) Next suppose that owing to a wind the value of $H = Hr + Hc$ rises from 4.30 to 6.0. It is assumed that more coal will be burned, so that the temperature of the inner face of the firebrick lining will remain unchanged. It is necessary first to calculate the new value of the shell surface temperature, and then the total heat loss may be obtained from (3). From formula (5) we have

$$sT = \frac{2556 + (60 \times 1.087 \times 6)}{(1.087 \times 6) + 1} = 393^\circ \text{ F.}$$

Hence from (3)

$Q = 6 (393 - 60) = 1,998$ B.T.U.s per square foot per hour, instead of 1,887, the value for still air.

(23) In the last example the value of 6 assumed for H gave a shell temperature of 393 deg. F. It remains to determine what the wind velocity actually was. Turning to Table IV, at this shell temperature it is found by interpolation that the value of $Hr = 2.20$ and $sHc = 1.30$. The total convection $Hc = 6.00 - 2.20 = 3.80$.

$$\text{Hence } fHc = \sqrt{(3.80)^2 - (1.30)^2} = 3.57.$$

By interpolation from Table V the corresponding wind velocity is seen to be 1,570 ft. per minute.

A series of values connecting wind velocity and shell temperature has been calculated in this manner and a graph plotted, from which Table VI is derived.

(24) Table VI shows the heat loss per square foot of shell surface at various wind velocities, the shell temperature being 500 deg. F. in still air, and the temperature of the inner face of the firebrick lining 2,556 deg. F. throughout.

TABLE VI.

(1) Wind velocity.		(2)		(3) Shell temperature.		(4)		(5)
Feet per minute at 60° F.	M per minute at 16° C.	Miles per hour at 60° F.	Km. per hour at 16° C.	°F.	°C.	Heat loss in B.T.U.'s per sq. ft. per hour.	Heat loss in Kcal per m ² per hour.	Relative heat loss.
0	0	0	0	500	260	1890	5120	100.0
200	61	2.27	3.7	491	255	1900	5145	100.5
600	183	6.82	11.0	464	240	1929	5230	102.0
1000	305	11.36	18.3	432	222	1954	5300	103.5
1400	427	15.90	25.6	404	207	1978	5380	104.6
1800	548	20.46	32.9	380	193	2000	5420	105.8

The figures given in Table VI relate to one particular cross-section of the kiln, where the firebrick is 9 in. thick and the temperature of the inner face 2,556 deg. F. They are, however, of general application and show that the increase of coal consumption, due to the exposure of rotary kilns to the weather, is likely to be small.

(25) We may briefly summarise paragraphs (6) to (24) as follows: (a) The loss of heat by radiation and convection from a rotary kiln or cooler shell can be measured with considerable accuracy in a closed building or on a calm day. (b) When a wind is blowing across a kiln, the shell temperature is reduced. The method of obtaining the heat loss per square foot of surface (which is increased), is given in paragraph (18). (c) Due to the firebrick lining the additional heat loss due to the exposure of a rotary kiln to winds is small; a wind velocity of 20 miles per hour, for example, will only increase the heat loss, expressed as standard coal, by approximately 0.13 per cent. on the clinker.

LIST OF SYMBOLS USED IN CALCULATIONS OF HEAT LOSS FROM KILN SHELLS.

(26) Q = Heat loss in B.T.U.s per square foot per hour.

D = Diameter of kiln shell in feet.

d = Diameter inside firebrick lining in feet.

fT = Temperature of inner face of firebrick lining.

fTa = Average temperature of firebrick lining.

sT = Kiln shell temperature.

aT = Temperature of atmosphere.

K = Conductivity of firebrick in B.T.U.s per square foot per hour, per degree temperature difference, per inch thick.

Hr = Heat lost by radiation.

Hc = Total heat lost by convection.

sHc = Heat lost by convection in still air.

fHc = Heat lost by convection due to wind, or to a forced air or gas velocity.

H = Total heat lost from kiln shell by radiation and convection.

The symbols Hr , Hc , sHc , fHc and H all denote heat loss per square foot per hour per degree temperature difference. All temperatures are in degrees Fah.

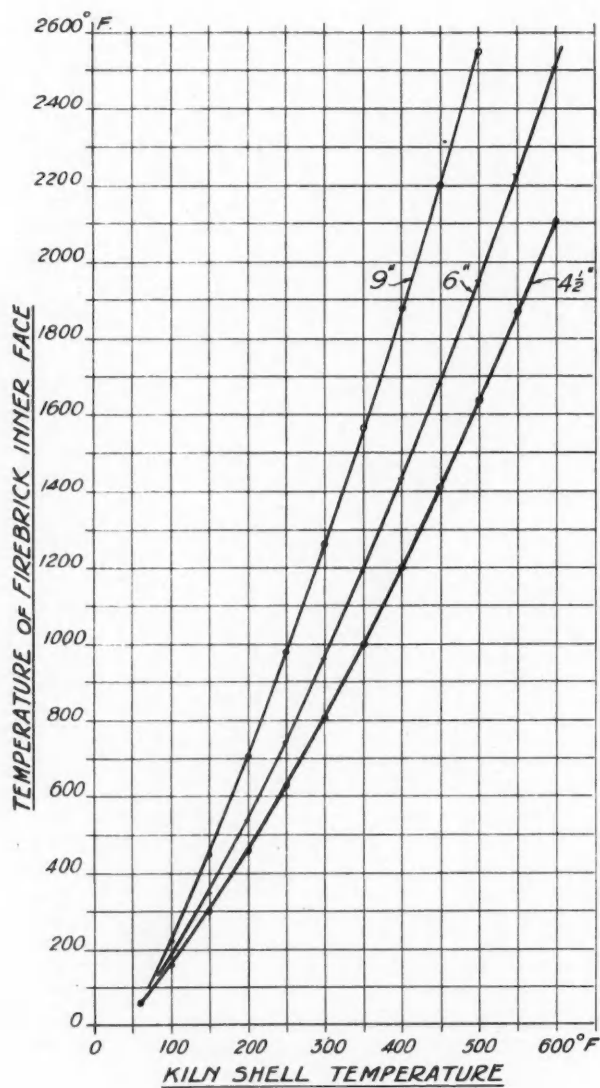


Fig. 25.

Temperature of Inner Surface of Firebrick Lining.

(27) From the graphs showing the surface temperature at any point along the kiln or cooler shells the corresponding temperature of the inner surface of the firebrick lining may be deduced by formula (4) in paragraph (20). This matter is referred to in some detail because it will be of importance later when the rate of heat transmission inside the kiln or cooler is considered.

The conductivity of the firebrick with which the kiln is lined is obtained from the formula:—

$$K = 5 + \frac{fTa}{375} \dots\dots\dots(7)$$

where fTa is the average temperature of the brick. This value of K is in accordance with published experiments, which are considered to be reliable. For example, if the inner face of a firebrick is at a temperature of 2,542 deg. F. and the outer face at 500 deg. F.

$$fTa = \frac{2542 + 500}{2} = 1521, \text{ and } K = 5 + \frac{1521}{375} = 9.05.$$

(28) Table VII in columns (2), (3), and (4) gives the temperatures of the inner face of the firebrick lining when the thickness is 9 in., 6 in., or 4½ in. The corresponding shell temperatures are given in column (1), the figures being for still air. From the figures contained in Table VII, the graph (fig. 25) has been prepared. The table is calculated by formula (4), using a method of trial and error, since K varies with the firebrick temperature, so that its correct value cannot be inserted into the preliminary formula (6) in the first instance.

TABLE VII.

RELATION BETWEEN SHELL TEMPERATURE AND TEMPERATURE INSIDE FIREBRICK LINING.

Kiln diameter, 9.5 feet inside shell. $aT=60$ deg. F.
(Figures are for still air.)

(1)		(2)		(3)		(4)	
Shell temperature.		Deg. F. for 9 in. brick.	Deg. C. for 22.9 cm. brick.	Values of fT .		Deg. F. for 4½ in. brick.	Deg. C. for 11.4 cm. brick.
°F.	°C.			Deg. F. for 6 in. brick.	Deg. C. for 15.2 cm. brick.		
100	38	219	104	178	81	158	70
150	66	444	229	345	174	296	147
200	93	701	372	537	281	453	234
250	121	974	523	740	393	622	328
300	149	1260	682	958	514	801	427
350	177	1561	849	1189	643	992	533
400	204	1872	1022	1428	775	1194	646
450	232	2195	1201	1676	913	1402	761
500	260	2542	1394	1946	1063	1630	888
550	288	2890	1588	2220	1215	1860	1015
600	316	3250	1788	2504	1373	2100	1049

(29) The figures in the table may be approximately checked as follows: Assuming the shell temperature, for instance, to be 500 deg. F., the value of fT for a lining 9 in. thick is 2,542 deg., and K from formula (7), paragraph

(27), is 9.05. The heat loss Q from the shell is 1,887 B.T.U.s per square foot per hour, as stated in Table IV. Again, the heat transmitted through the firebrick by formula (2), paragraph (20), is

$$Q = \frac{9.05 (2542 - 500)}{13.8 \times 9.5 \log_e \frac{9.5}{8}} = \frac{9.05 \times 2042}{13.8 \times 9.5 \times 0.0746} = 1890 \text{ B.T.U.'s per sq. ft. per hour.}$$

Hence the quantity of heat conducted through the firebrick lining is seen to be equal to the quantity of heat lost from the kiln shell, which proves the accuracy of the extract from the table.

(30) Table VII may be applied with small error to obtain from Fig. 23 the

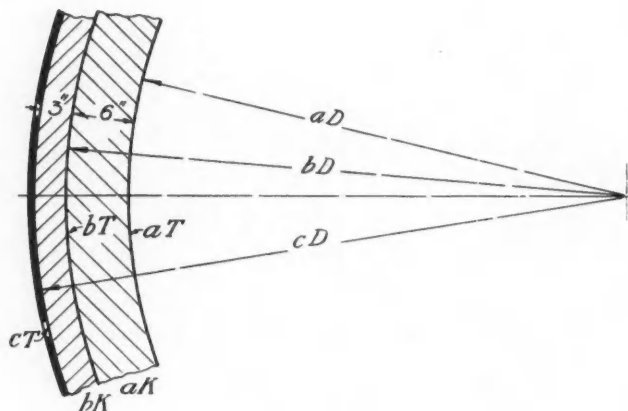


Fig. 26.

temperature of the inner face of the $4\frac{1}{2}$ in. firebrick lining inside the cooler in various positions, although the shell diameter is less.

Special Non-conducting Lining for Rotary Kilns.

(31) In a number of American kilns a special non-conducting lining brick is used. One arrangement is indicated in Fig. 26, where the special brick, 3 in. thick, is placed next to the kiln shell and protected from mechanical damage by an inner layer of firebrick 6 in. thick.

To estimate the coal saving which can be made, we may proceed as follows: Let aD , bD and cD denote the respective diameters of the three curved surfaces indicated in Fig. 26, and aT , bT and cT the temperature of each surface. Also let aK be the conductivity of the ordinary firebrick, and bK the conductivity of the special firebrick. It is first desired to calculate the average conductivity of the double layer, which will be denoted by K . Formula (2) in para. (20) is

the one to use, and it will be convenient to put $\log_e \frac{bD}{aD} = X$, $\log_e \frac{cD}{bD} = Y$, and $\log \frac{cD}{aD} = Z$.

(32) Assuming the inner and outer surface temperatures aT and cT to be known, and remembering that the total heat (per foot run of kiln) passing radially through the inner layer must equal that passing through the outer layer we get by algebraical manipulation:

$$\bar{K} = \frac{aK \times bK \times Z}{(aK \times Y) + (bK \times X)} \dots\dots\dots (8)$$

(33) To obtain numerical results, we may make the calculations and comparisons at two or three points along the kiln shell.

Position I. Ordinary Firebrick Lining 6-in. Thick.—A cross-section is selected where the shell temperature is 350 deg. in still air. From Table VII the temperature of the inner face of the firebrick-lining fT will be 1,189 deg., and by Table IV the heat loss Q per square foot of kiln shell per hour is 933 B.T.U.s.

(34) **Lining in Double Layer.**—Next consider the lining shown at Fig. 26. The position along the kiln shell is the same as before, hence $fT=1,189$ deg. F.

The following numerical values are used:—

$$cD=9.5 \text{ ft.}, bD=9.0 \text{ ft.}, aD=8.0 \text{ ft.}$$

$$aK \text{ for ordinary firebrick}=8.0$$

$$bK \text{ for special firebrick}=0.8$$

$$X = \log \frac{bD}{aD} = 0.9542 - 0.9031 = 0.0511$$

$$\text{similarly } Y=0.0235, Z=0.0746$$

$$\text{hence } \bar{K} = \frac{8 \times 0.8 \times 0.0746}{(8 \times 0.0235) + (0.8 \times 0.0511)} = 2.09.$$

(35) It is next required to find the shell temperature sT , which must be of such a value that the heat lost from the shell per foot run of kiln will be equal to the heat coming through the double layer of firebrick, whose mean conductivity \bar{K} is 2.09, the temperature of the inner face fT being 1189 deg. F.

The value of sT is conveniently found by trial and error using formula (4) in para. (20), which may be written

$$fT = B \times Q + sT.$$

From formula (6) the value of B is calculated to be 4.68. If we assume provisionally sT to be 166 deg., then Q from Table IV=218, and it will be seen that:—

$$1189 = (4.68 \times 218) + 166,$$

so that formula (4) is satisfied.

Saving Effectd.—Referring to para. (33), the value of Q when using a single firebrick lining 6 in. thick is 933. With a double layer 9 in. total thickness it is 218, hence the heat saving is

$$\frac{933 - 218}{933} \times 100 = 76.7 \text{ per cent.}$$

(36) **Position II.**—Suppose we take a second cross-section of the kiln, where the ordinary firebrick lining is $4\frac{1}{2}$ in. thick, and the shell temperature 250 deg. F. for still air. From Table VII, $fT=622$ deg. F., and Q from Table IV is 492. For the double layer of 9 in. total thickness K will be 2.09, and B 4.68 as before. The value of sT is found by trial and error, using formula (4), to be 120 deg. F., and $Q=107$ by Table IV.

The heat saving is $\frac{492-107}{492} \times 100 = 78$ per cent.

(37) Referring to Fig. 22 and Table II it will be seen that the double lining might conveniently be applied from lengths 10 to 18. It is not used in the clinkering zone on account of the tendency of the inner layer of firebrick to burn away, and it is not necessary to use the double layer at the upper end of the kiln, where the radiation loss is small.

From Col. (5) of Table II the total heat loss per hour, in lengths 10 to 18, is 140.2 lbs. of standard coal. The saving effected by the use of a double lining will thus be approximately $0.77 \times 140.2 = 108$ lbs. of coal per hour. Since the kiln output, from the Test Sheet, is 15,613 lbs. of clinker per hour, the saving per cent. reckoned on the clinker is

$$\frac{108 \times 100}{15,613 \times 0.74} = 0.93.$$

The factor 0.74 in the denominator is the "useful effect of the coal" in the kiln test under consideration; that is, it is the proportion of the total heat of the coal, as fired, which does not go up the chimney.

The output of the kiln may be taken at 1100 tons weekly, so that the weekly coal saving is:—

$$\frac{1100 \times 0.93}{100} = 10.23 \text{ tons.}$$

Annual Saving due to Double Lining.

(38) Assuming the pulverised fuel to be worth 25s. per ton, the annual saving reckoned on an output of 50 weeks is

$$50 \times 10.23 \times 1.25 = £640.$$

Against this has to be placed the additional first cost of the lining, and a somewhat higher charge for maintenance. There is also the initial cost of making the kiln shell somewhat larger in diameter where the double lining occurs. On a dry process kiln, where a higher average shell temperature obtains, the double lining would show to greater advantage.

Heat Balance for Cooler.

(39) The essential figures in connection with the Cooler Heat Balance are as follows:—

Temperature of clinker leaving kiln	Deg. F.	2157
Temperature of clinker leaving cooler	Deg. F.	298
Temperature of air at base of kiln hood	Deg. F.	569
Clinker through cooler	lbs. per minute	260
Air entering base of kiln hood	lbs. per minute	873
Specific heat of clinker range 2157 deg. F. to 60 deg. F.		0.246
Specific heat of clinker range 298 deg. F. to 60 deg. F.		0.21
Specific heat of air range 569 deg. F. to 60 deg. F.		0.241
Specific heat of water vapour range 569 deg. F. to 60 deg. F.		0.49

The specific heats of clinker over the two ranges given are based on estimations made by the National Physical Laboratory. The specific heats of air and water-vapour are taken from the book by Messrs. Partington and Shilling.

(40) **Water Vapour in Air.**—The air entering the cooler, actually at 72 deg. F., is assumed to be 77 per cent. saturated; hence, from published tables, the weight of vapour per pound of air is $0.77 \times 0.01680 = 0.0129$ lbs. Since the weight of air entering the cooler per minute is 873 lbs., the corresponding weight of vapour is $873 \times 0.0129 = 11.29$ lbs. The heat given to the water vapour per minute is shown in line (4) of the Heat Balance.

(41) The Heat Balance which follows relates to the cooler plus the firebrick clinker chute, since the temperature of the clinker at the entrance to the cooler proper could not be measured.

Heat Balance (quantities per minute).

B.T.U.'s

(1) Radiation loss from cooler, as measured, para. (5)	$= \frac{67.0 \times 12600}{60}$	$= 14,070$
(2) Heat lost in clinker leaving cooler, $260 \times 0.21 \times (298 - 60)$...	12,990
(3) Heat from clinker to air $873 \times 0.241 \times (569 - 60)$...	107,100
(4) Heat from clinker to water vapour $11.29 \times 0.49 \times (569 - 60)$...	2,816

B.T.U.'s Total 136,976

For the sake of uniformity all heat quantities, including radiation loss, are, with small error, reckoned above 60 deg. F.

This calculation sets out in detail how the heat of the clinker leaving the kiln is distributed. It compares with the total heat given up by the clinker per minute, which is estimated as follows:—

$$260 \times (2157 - 60) \times 0.246 = 134,124 \text{ B.T.U.'s.}$$

The total heat of the clinker leaving the kiln is therefore somewhat less than the total heat accounted for in detail. In this instance it is probable that the temperature of the clinker leaving the kiln was underestimated by the water calorimeter used.

APPENDIX.

Derivation of formulæ in para. (19).—The fundamental formula is

$$aQ = \frac{K \times A \times Td}{t} \dots \dots \dots (1)$$

In a rotary kiln the average area in cross-section for heat conduction through the firebrick lining per foot run of kiln is

$$\frac{\pi (D - d)}{2.3 \log \frac{D}{d}}$$

The method of obtaining this expression is given, for instance, in "Mathematical Theory of Heat Conduction," by Ingersoll and Zobel, in connection with the heat loss from covered steam pipes.

The thickness t , in accordance with the definition of conductivity K , is expressed in inches, but it may be replaced by $6 (D - d)$ where D and d are measured in feet.

Putting $T_d = fT - sT$, we have by substitution in (1):

$$aQ = \frac{K\pi(D-d)(fT-sT)}{2.3 \log \frac{D}{d} \times 6(D-d)} = \frac{K\pi(fT-sT)}{13.8 \log \frac{D}{d}}$$

where aQ is the heat transmitted in B.T.U.s per foot run of kiln per hour.

Dividing by πD we obtain

$$Q = \frac{K(fT-sT)}{13.8 D \log \frac{D}{d}} \dots\dots\dots (2)$$

where Q is the heat lost per square foot of shell surface per hour.

$$\text{Now put } B = \frac{13.8 D \log \frac{D}{d}}{K}, \text{ and we may rewrite (2) as } Q = \frac{fT-sT}{B}$$

$$\text{but } Q \text{ also} = H(sT-aT) \dots\dots\dots (3)$$

$$\text{hence } fT-sT = BH(sT-aT)$$

$$\text{and } fT = BH(sT-aT) + sT \dots\dots\dots (4)$$

The expression for sT is quite easily deduced.

Derivation of formula (8) para. (32).—From formula (2) in para. (19) we obtain

Heat passing normally through inner ring per foot run of kiln per hour

$$= Q, \pi, bD = \frac{\pi, aK(aT-bT)}{13.8 X} \dots\dots\dots (1)$$

Heat passing through outer ring per foot run per hour

$$= Q, \pi, cD = \frac{\pi, bK(bT-cT)}{13.8 Y} \dots\dots\dots (2)$$

Heat passing through double ring per foot run per hour

$$= Q, \pi, cD = \frac{\pi, \bar{K}(aT-cT)}{13.8 Z} \dots\dots\dots (3)$$

Since the above quantities are equal, from (1) and (2) we have

$$\frac{aK(aT-bT)}{X} = \frac{bK(bT-cT)}{Y}$$

To find bT $(aK, aT-aK, bT) Y = (bK, bT-bK, cT) X$

$$**bT(bK, X+aK, Y) = aK, Y, aT+bK, X, cT.$$

$$\text{hence } bT = \frac{aK, Y, aT + bK, X, cT}{bK, X + aK, Y} \dots\dots\dots (4)$$

Substitute the above value of bT in (1) and equate it to (3)

$$\frac{aK}{X} \left[aT - \frac{aK, Y, aT + bK, X, cT}{bK, X + aK, Y} \right] = \frac{\bar{K}(aT-cT)}{Z}$$

$$\therefore \frac{aK, bK(aT-cT)}{bK, X + aK, Y} = \frac{K(aT-cT)}{Z}$$

Hence

$$\bar{K} = \frac{aK, bK, Z}{bK, X + aK, Y} \dots\dots\dots (5)$$

(To be Continued.)

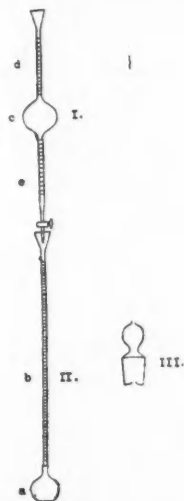
Notes from the Foreign Press.

Abstracted by J. W. CHRISTELOW, B.Sc.

Determination of the Specific Gravity of Cement. K. E. DORSCH. *Tonind. Zeit.*, Vol. 54, p. 627, 1930.

For the accurate measurement of the specific gravity of fairly large quantities of cement (up to 150 grammes) a combination of the Schumann and Erdmenger-Mann apparatus has been developed possessing advantages over both.

Fig. II is a Schumann apparatus consisting of a 200-300 c.c. flask *a* and a ground-in graduated tube *b* reading to 0.05 c.c. The neck of the flask is 2-3 cm. wide, so that cement can be easily introduced. I is a burette with spherical enlargement, graduated in 0.05 c.c. The volume of flask *a* and tube *b* up to a zero-mark is calibrated in terms of the burette I. 100 g. cement are weighed



and introduced into *a*. I is filled with benzene to a definite mark *d*, and about 100 c.c. are run into *a*, which is then closed with the ground-in stopper III. *a* is well shaken for 1 minute to free the cement from occluded air, which escapes by a pinhole in III. The stopper III is then replaced by tube *b*, and benzene is again introduced from I until the level in I falls to a mark at *e* corresponding to the calibrated volume of II. After two minutes, the height of the liquid in *b* is measured, and the difference between this height and the zero mark gives the volume of the cement. The determination takes 5 minutes, excluding the time required for weighing.

Effect of Grinding Mill Temperature on the Setting Time of Cement.

K. KAYANAGI. *Zement*, Vol. 19, p. 467, 1930.

Tests in a works mill showed that a quick-setting cement was frequently produced when the mill temperature exceeded 160 deg. C. The resulting

cement usually contained more than 1.4 per cent. SO_3 . Cement containing only 0.9-1.2 per cent. SO_3 did not become quick setting, even though the mill temperature exceeded 180 deg. C.

Tests were made in which finely-ground gypsum, which had been heated for half an hour to various temperatures between 130 and 200 deg. C., was thoroughly mixed with Portland cement in a laboratory mill in quantities corresponding to 0.9-2.5 per cent. SO_3 in the cement. The setting time of the cement was reduced as the temperature to which the gypsum had been heated increased. When the gypsum content was below 1.2 per cent. SO_3 , however, the cement did not become quick-setting. With a cement containing above 1.5 per cent. SO_3 which had been heated above 150 deg. C., the cement was quick-setting in every case. Further tests showed that, for all forms of CaSO_4 (dihydrate, hemihydrate and anhydrite) there is an optimum quantity for any cement which gives the best retarding effect. Too low an SO_3 -content resulted in a quick set. Excess of di- or hemi-hydrate somewhat reduces the setting time, but does not make the cement quick setting. Excess of anhydrite always results in a quick-setting cement. As a result of the research 0.9-1.2 per cent. SO_3 was adopted as the best gypsum addition, with the result that no quick-setting cement has since been produced, although the mill temperatures are as high as formerly. It is concluded that the retarding property of gypsum is not destroyed by converting it into anhydrite at temperatures up to 300 deg. C. In cases where a quick-setting cement is produced in an over-heated mill, this is due to the presence of an excess of anhydrite.

The Determination of Hydrion-concentration as an Aid in Research on Concrete and Cement. K. BIEHL. *Zement*, Vol. 19, p. 269, 1930.

The determination of hydrion-concentration (P_H -value) is useful in investigating the injurious effect of certain waters on concrete. Universal indicators and potentiometric apparatus were tested for determining P_H -values, and the latter will be adopted in future experiments. 1 g. cement (passing the 180 sieve) is shaken with 100 c.c. distilled or tap water, or 5 per cent. solutions of MgCl_2 , MgSO_4 , etc., for 10 minutes, and the P_H -values of the filtrates compared. No definite results have yet been obtained, but the work will be continued in conjunction with practical tests in the hope of finding a parallel between P_H -values and the resistance of cements to attack by salt solutions.

Cement Moduli. H. KÜHL. *Tonind. Zeit.*, Vol. 54, p. 389, 1930.

It may be accepted that the best cement is that which contains its silica, alumina and iron-oxide combined with the maximum amount of lime. Working on the assumption that clinker approximates in composition to a system of tricalcium silicate, dicalcium aluminate, and dicalcium ferrite, the formula



is an ideal expression for the "lime saturation factor" which the author introduces, and which he claims should replace the hydraulic modulus in cement specifications.

A good high-strength Portland should have a "lime saturation factor" of about 0.95, an ordinary Portland about 0.90. Cements below 0.90 correspond to what are to-day considered low-lime cements, although cements with "lime saturation factors" down to about 0.80 fulfil present technical requirements. The minimum for the "lime saturation factor" in cement specifications should therefore be 0.75 or 0.80.

Notes from Abroad.

Czechoslovak Cement Cartel.

It has been agreed to prolong the Czechoslovak Cement Cartel, which expired at the end of 1929, until December 31, 1932.

Cement Works in French Indo-China.

The remodelling of the plant at the Haiphong works of the Soc. des Ciments Portland Artificiels de l'Indo-China, was completed during 1929, and all the new machinery is stated to be operating satisfactorily. The sales for 1929 amounted to 173,556 tons, against 166,615 tons for the preceding year.

New Moroccan Cement Works.

A new plant for S.A. des Chaux, Ciments et Matériaux de Construction au Maroc, is being erected alongside the present one at Casablanca, and will be ready in 1931.

New Armenian Cement Works.

A new cement factory is reported to be in course of construction at Dolawu, Armenia, with a capacity of 1,500,000 barrels per annum.

Notes from France.

We are informed that Soc. Financière des Ciments (the financial company for Poliet et Chausson), has purchased the majority of shares in Ciments de

VISCO-BETH DUST COLLECTORS

will greatly increase the capacity of Cement and Coal Mills; they prevent waste in the Crushing House, and allow operatives to work under decently clean conditions.

The installation of an efficient Dust Collecting plant makes a great difference to the appearance of a Cement Works, both inside and outside.

Consult us now!

"VISCO"
ENGINEERING CO. LTD.
162 GROSVENOR ROAD, LONDON S.W.1

Boulonnais, Pas-de-Calais, which has a capacity of 100,000 tons per annum. Poliet et Chausson will now have an output of 1,600,000 tons per annum.

S.A. des Ciments Portland de Lorraine is increasing its capital from 15 to 25 million francs (£200,000).

Soc. des Ciments de Mantes is increasing its capital to 20 million francs (£160,000).

Soc. des Ciments du Paradou shows a total loss for the three years ended December 31, 1929, of 717,659 francs (£5,740).

Soc. des Ciments de Bouvesse is changing its title to Cie. des Ciments de Voreppe et de Bouvesse, and is increasing its capital to 11 million francs (£88,890).

S.A. des Chaux et Ciment Portland du Haut-Rhin is increasing its capital to 20 million francs (£160,000).

The Soc. Financiere des Ciments et de l'Industrie, which is the financial company for Établissements Poliet et Chausson, has increased its capital from 50,000,000 fr. (£400,000) to 100,000,000 fr. (£800,000).

The Company, Stearinerie d'Arras et Ciments d'Arleux, has now been taken over by Établissements Poliet et Chausson.

The board of the Soc. Am. des Ciments Portland Artificiels de Frangey (Yonne), has been authorised to increase its capital from 13 to 23 million francs (£104,000 to £184,000).



... TRADE ...
SIROCCO
... MARK ...
FANS

You will find exactly the right type and size of Fan you need in the extensive range of "Sirocco" Fans we build. We will assist you in the selection and furnish you with a Fan that will do your work efficiently and well.

Sirocco Service is at your Service.

DAVIDSON & CO., LIMITED
Sirocco Engineering Works — Belfast, Ireland.
LONDON, GLASGOW, CARDIFF, BRISTOL, MANCHESTER, BIRMINGHAM, NEWCASTLE.

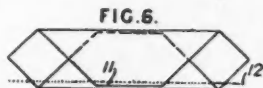


Cement Patent.

Paper bags. ANDREAS, A., 29, Klosterstrasse, Münster, Westphalia, Germany. April 27, 1929. No. 331,031.

In making paper, etc., valve bags of the cross-bottom type, a strip of paper (6) of such a length as to present a tongue or extension (9) projecting beyond the edge is stuck down over the folded flaps of the bottom and the tongue, pasted or otherwise, is tucked into the valve opening. Alternatively, the tongue may be slipped in the valve opening and thereafter the strip be stuck down on to the bottom of the bag. The cross bottom of the bag is reinforced

by a sewn seam (11) which extends beyond the edges of the bag to form handles (12).



and may be associated with a cord or band to reinforce the handles.

Trade Notices.

New Oil Engine.—Messrs. Ruston & Hornsby, Ltd., of Lincoln, have issued a new catalogue giving full details of their new airless-injection cold-starting oil engine. The advantages claimed for this engine are that it will start instantly from "cold"; it is designed to run on low-grade fuel oils; low consumption of cheap fuel guaranteed and maintained—0.47 lb. per b.h.p. hour in smallest to 0.40 lb. per b.h.p. hour in larger sizes; four-cycle principle, hence no crankcase compression and heavy upkeep charges; precision governing; no high-pressure air needed for fuel injection; improved automatic lubrication; packingless fuel pump; simple in operation—no skilled labour necessary; can be converted to run on natural, town, or suction gas. Readers are advised to apply to the manufacturers for the full illustrated catalogue describing this new engine.

Ruston Oil Engines.—A private company has been formed by Messrs. Ruston and Hornsby, Ltd., of Lincoln, under the title Société Anonyme des Moteurs Ruston-Hornsby, 5 Avenue de la République, Paris, to exploit their oil engine business in France and the French Colonies.

Alloy and Tool Steels.—A book of more than a hundred pages has been issued by Messrs. John Brown & Co., Ltd., of Atlas Works, Sheffield, giving full information regarding the well-known "Atlas" high-speed steels they manufacture. The book, which is well produced and bound in cloth-covered boards, not only gives details of the products of the company, but contains a mass of information of value to steel users. We understand that copies will be sent on request.

Power Transmission Chains.—Messrs. Hans Renold, Ltd., of Burnage Works, Didsbury, Manchester, have issued their price list for 1930. In addition to their already well known products, this list gives complete information on the following new products: a cheap chain clutch supplied from stock; a $\frac{3}{4}$ in. and 1 in. pitch bush roller chain in the triplex and a 4 in. pitch in the single and duplex series; aluminium chain couplings covers of minimum weight combined with strength and ensuring efficient lubrication; modified type tools for inverted tooth chains at reduced prices; two types of chain tensioner, standard and compensating; chaincase with built-in pump and sump; two new designs in rivet extractors. Grease gun lubricated conveyor chains in the solid stud series are now available, and chains can also be supplied in stainless steel and other metals. The company's branch offices carry stocks of all their standard products.

IMPORTS AND EXPORTS OF CALCEAREOUS CEMENT FOR JULY 1930 AND THE PERIOD
JANUARY 1 TO JULY 31, 1930.

Imports.

—	QUANTITIES IN TONS.					VALUE IN £.				
	MONTH OF JULY.			JANUARY 1 TO JULY 31.		MONTH OF JULY.			JANUARY 1 TO JULY 31.	
	1928.	1929.	1930.	1928.	1929.	1928.	1929.	1930.	1928.	1929.
	25,212	29,033	22,651	175,676	164,861	50,469	52,149	39,475	330,581	305,578
										252,329

Exports.

To Brazil	5,741	6,771	2,211	31,920	39,764	30,600	13,219	13,823	3,807	72,426	83,701	58,299
" Argentine Republic ...	2,524	3,222	6,023	23,615	48,571	34,882	5,790	8,426	11,467	53,536	103,518	68,480
" Irish Free State ...	14,671	15,524	17,547	70,688	79,556	81,700	40,944	44,120	42,077	219,913	233,585	221,839
" British West Africa ...	9,479	8,815	5,507	73,180	49,970	44,152	23,376	21,781	12,785	186,583	123,619	104,508
" Kenya	2,116	7,541	3,094	21,134	34,276	26,538	5,438	18,847	6,999	52,668	84,415	65,417
" British India... ..	8,996	6,763	4,323	54,248	53,105	52,754	23,217	18,474	10,355	139,438	137,947	133,192
" Straits Settlements and Malay States	5,576	8,937	9,200	62,386	51,743	46,291	13,050	21,456	19,048	152,692	125,705	103,759
" Ceylon	2,421	4,145	4,848	27,020	30,193	22,252	6,300	10,058	11,209	66,552	73,515	53,144
" Australia	2,833	1,902	29	12,332	9,568	3,588	7,627	5,515	237	33,048	26,144	11,594
" Other Countries ...	15,733	41,322	49,276	136,197	239,908	318,619	33,402	83,225	88,616	317,333	485,804	628,661
Total	70,090	104,942	102,058	512,720	636,654	661,376	172,963	245,725	206,600	1,294,129	1,477,953	1,448,893

C E M E N T

AND

CEMENT MANUFACTURE

LE JOURNAL INTERNATIONAL DU CIMENT EN QUATRE LANGUES.

PARTIE FRANÇAISE

PUBLIÉ PAR : CONCRETE PUBLICATIONS, LIMITED,

20, DARTMOUTH STREET, WESTMINSTER, LONDON, S.W.1, ANGLETERRE.

Publié le 20 de chaque mois.

Prix du numéro, 2 schellings.

Abonnement annuel, 24 schellings (Frs. 150), franco.

Les nouvelles normes yougoslaves pour les fournitures de ciment.

L'ÉTABLISSEMENT de nouvelles normes, répondant aux conditions actuelles, a été entrepris depuis assez longtemps en Yougoslavie; ces travaux, qui ont été exécutés par un Comité spécial, réuni à cet effet, n'ont pris leur forme définitive que depuis un certain temps. Nous donnons ci-dessous les points principaux des normes yougoslaves pour les fournitures de ciment Portland, telles qu'elles sont proposées et soumises à l'approbation du Ministère des Travaux Publics à Belgrade.

Le "ciment Portland" est défini dans les termes suivants: "Le ciment Portland est le produit obtenu avec une marne naturelle ou un mélange artificiel d'argile et de calcaire, que l'on calcine jusqu'à scorification après mélange intime, et qu'ensuite on concasse et réduit en poudre fine."

De cette définition, il résulte qu'en Yougoslavie on peut fabriquer officiellement du ciment Portland avec des marnes naturelles, ce qui est très compréhensible, en raison de la présence en Yougoslavie de nombreux bancs de marnes naturelles de toute première qualité, et d'une composition parfaitement régulière.

Pour le module d'hydraulicité, on a arrêté une limite inférieure, soit

$$1,7 < \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2 + \text{R}^2\text{O}^3}$$

sans qu'une valeur maximum lui ait été assignée. La teneur en SO_3 a été limitée à un maximum de 3%, et pour la teneur en MgO , le maximum prévu est de 5%. La teneur la plus élevée en produits d'addition, utilisée pour obtenir des propriétés techniques déterminées, a été fixée à 3%, mais le poids spécifique n'a pas été indiqué, et il en est de même pour la perte au feu.

Pour l'échantillonnage, le prélèvement du ciment Portland sera effectué en six endroits différents, et avec les six échantillons on fera un mélange intime dont le poids global sera de 15 Kg. La quantité minimum de ciment, qui fera l'objet du prélèvement d'un échantillon, n'est pas spécifiée.

Suivent les prescriptions concernant le processus opératoire pour la détermination des deux poids au litre, celle du temps de prise—que l'on mesure à l'aide de l'aiguille de Vicat—et de l'invariabilité de volume, pour laquelle on utilise les galettes normales. Pour l'épreuve d'invariabilité de volume, il est prescrit de confectionner trois galettes. Toutes trois sont d'abord déposées pendant vingt quatre heures dans la caisse de prise; l'une d'elles est ensuite placée dans l'eau potable, où elle reste 28 jours, au bout desquels on procède à sa vérification. La deuxième galette est placée en un endroit où elle soit à l'abri du soleil et des courants d'air, et on l'examine également au bout de 28 jours. La troisième galette est placée dans l'eau froide, que l'on porte à 130° dans le délai de 30 minutes, et que l'on laisse ensuite pendant trois heures dans l'eau bouillante. En cas d'incertitude, on s'en rapporte à l'état de la galette qui a séjourné 28 jours dans l'eau potable, à la température de 15-18°.

Les essais de résistance se font sur les éprouvettes généralement employées sur le continent européen, en utilisant un mortier normal de ciment et de sable de dosage: 1:3. Pour confectionner les éprouvettes, on commence par bien mélanger les matières à sec, on les triture ensuite à l'état humide avec une spatule pendant une minute, et on les agite enfin dans un malaxeur automatique, auquel on fait faire vingt tours. Les éprouvettes sont ensuite battues à l'aide du pilon à chute libre de Klebe; pour les essais de traction, il est prescrit de donner 120 frappes avec une massette de 2 Kg, tombant d'une hauteur de 25 cm, et pour les essais de compression, 150 frappes avec une massette de 3,2 Kg, tombant d'une hauteur de 50 cm. La quantité d'eau employée lors de la confection des éprouvettes est ainsi déterminée, qu'entre la 90^{ème} et la 110^{ème} frappe, l'eau commence à suinter lentement par les ouvertures du moule.

Pour la détermination des résistances, on confectionne pour chaque essai de rupture six éprouvettes; il n'est pas tenu compte des deux éprouvettes les plus mauvaises, pour le calcul de la valeur moyenne.

1. Dans la pratique, on distingue les qualités suivantes de ciment:

- (A) Ciment Portland ordinaire.
- (B) Ciment Portland spécial.

2. Au point de vue temps de prise, on distingue:

- (a) Les ciments Portland à prise rapide, avec début de la prise en moins de 15 mn.
- (b) Les ciments Portland à prise intermédiaire, avec début de la prise entre 15 mn et 1 heure.
- (c) Les ciments Portland à prise lente, avec début de la prise après une heure.

Le phénomène de la prise doit être accompli dans le délai de 15 heures.

3. La finesse de mouture. Le résidu sur tamis de 900 mailles ne doit pas dépasser 3%, et sur tamis de 4900 mailles, 25%.

4. L'invariabilité de volume. C'est l'état de la galette, qui a séjourné 28 jours dans l'eau, sur lequel on se base, mais en cas d'urgence, on peut se contenter de l'épreuve de l'ébullition.

5. La résistance des éprouvettes, que l'on a déterminée suivant les prescriptions ci-dessus, aura comme valeur minima les limites indiquées dans le tableau ci-dessous.

Jours.	Conditions de conservation.	Ciment Portland ordinaire.		Ciment Portland spécial.	
		Traction.	Com- pression.	Traction.	Compression.
2	1 jour dans l'air 1 jour dans l'eau	—	—	20	240 Kg/cm ²
3	1 jour dans l'air 2 jours dans l'eau	10	—	—	—
7	1 jour dans l'air 6 jours dans l'eau	16	180	28	400 Kg/cm ²
28	1 jour dans l'air 6 jours dans l'eau 21 jours dans l'air	28	320	—	—

Pour le ciment Portland ordinaire à prise lente, on se base sur les résultats au 7^{ème} et au 28^{ème} jour de conservation dans les conditions indiquées, et pour le ciment spécial, sur ceux au 2^{ème} et au 7^{ème} jour.

Pour les ciments Portland à prise rapide et à prise intermédiaire, les minima prescrits ci-dessus ne sont pas applicables d'office, et les résistances seront l'objet d'un accord spécial entre le fournisseur et l'acheteur.

6. Autres conditions pour les fournitures de ciment. Le ciment Portland sera mis en vente en barils de 200 Kg et 180 Kg brut pour net, et en sacs de 50 Kg, également brut pour net. Le contenant doit porter d'une façon lisible l'indication Ciment Portland, ainsi que le poids. Sans mentions spéciales, l'inscription "Ciment Portland" indique un ciment ordinaire, et à prise lente. Les fabrications spéciales doivent être désignées clairement dans la correspondance commerciale, et mentionnées de même dans l'inscription portée sur l'emballage.

Le prix de vente s'entend brut pour net.

La freinte est limitée à 2%.

D'une façon générale, ces normes se rapprochent des normes autrichiennes de 1925, surtout par la mesure des résistances le 2^{ème} jour, et par les valeurs de ces dernières; il en est de même pour la nomenclature des différentes qualités de ciment, selon la durée de leur prise, qui est analogue à celle des normes autrichiennes.

Avis.

Tous les articles publiés en quelque langue que ce soit dans CEMENT AND CEMENT MANUFACTURE, sont rigoureusement de propriété littéraire, et ne peuvent être reproduits dans d'autres journaux, ou sous forme de catalogues, sans l'autorisation des propriétaires: Concrete Publications Limited, 20, Dartmouth Street, Westminster, Londres, S.W.1, Angleterre.

L'énergie électrique dans la fabrication du ciment Portland.

par HAL GUTTERIDGE.

L'ELECTRICITE est d'un emploi général dans les cimenteries modernes pour distribuer l'énergie; elle répond pleinement aux conditions particulières de cette industrie, en raison des facilités qu'elle offre sa distribution, quelle que soit la répartition des points où les besoins d'énergie sont à couvrir. L'électricité permet de se rendre compte aisément de la charge individuelle de chaque moteur; si cette charge est anormale, on s'en aperçoit sans délai, et le nécessaire peut être fait. Dans cette industrie, il paraît à peine possible du reste d'actionner les machines d'une autre façon, par moteurs thermiques par exemple, qu'ils soient individuels ou communs à un groupe d'appareils, ou même par un système de transmission mécanique.

Non seulement l'électricité constitue un système de transmission dont les pertes sont faibles, mais encore elle permet d'actionner individuellement chaque machine, tout en offrant des facilités pour déterminer le rendement de chacune d'elles. On peut la produire à l'usine, ou l'acheter au dehors à un prix relativement peu élevé, et elle permet de faire fonctionner l'usine avec un facteur de charge élevé, grâce au contrôle particulier de chaque moteur. De plus, les pertes par frottement sont insignifiantes, comparées à celles de tout autre système de transmission mécanique.

Consommation d'énergie.—La consommation d'énergie d'une usine de ciment Portland est nécessairement élevée, et on ne peut généralement obtenir une production économique si la capacité de l'usine est inférieure à 16 tonnes à l'heure. On considère d'habitude une batterie de deux fours comme un minimum, pour qu'en cas d'avarie survenant à l'un d'eux, l'équipement mécanique de l'usine ne soit pas arrêté complètement pendant les réparations.

La quantité d'énergie consommée est fonction dans une large mesure de la dureté des matières premières employées, dont la gamme s'étend depuis la marne, qu'il suffit de délayer dans l'eau pour obtenir un mélange intime avec l'argile, jusqu'au calcaire dur, qu'il faut soumettre au concassage et à la mouture pour le réduire à l'état de finesse qui convient. Pour les matières tendres, l'énergie consommée pour une production de ciment de 1 tonne est généralement comprise entre 75 et 90 kWh, et pour les matières dures les chiffres correspondants peuvent varier de 85 à 100 kWh. L'énergie totale absorbée par an, dans une cimenterie produisant 2600 tonnes par semaine, ou 130000 tonnes par an, varie entre 9,5 et 14 millions de kWh.

Sources d'énergie électrique.—L'énergie peut être fournie, soit par une station génératrice, installée à l'usine, soit par une centrale extérieure. Cette dernière solution dépend de la distance de la centrale de distribution la plus proche, et de son tarif; il existe, d'ailleurs, de nombreuses cimenteries, particulièrement à l'étranger, dont la centrale de distribution est au delà d'une distance raisonnable, ou qui paient un prix unitaire trop élevé.

S'il y a doute, de nombreuses considérations interviennent pour décider si le courant doit être acheté, ou s'il faut installer une station pour produire tout le courant sur place. La principale considération est le prix de l'énergie par tonne de ciment, et la conclusion n'est pas nécessairement la même que si on envisage seulement le prix de l'unité d'énergie. La tarification de l'énergie est basée sur un certain nombre d'éléments; en plus du prix unitaire, qui peut

être à échelle mobile et dépendre du prix du charbon, il faut tenir compte d'une taxe fixée par kVA calculée sur le courant maximum fourni pendant le trimestre ou l'année. Il peut exister en outre une échelle mobile en faveur du client, basée sur la quantité totale d'énergie consommée.

À l'égard des sociétés de distribution d'électricité, les cimenteries constituent une clientèle de choix, comparées aux autres entreprises industrielles. Tous leurs moteurs de puissance élevée fonctionnent généralement en marche continue, et ces usines prises dans leur ensemble ont un facteur de charge relativement élevé, généralement de l'ordre de 0,8. Il s'en suit que la société de distribution peut faire un prix unitaire, peu élevé, car la fraction théorique de l'usine génératrice qui assure cette fourniture peut être réduite au minimum, et comme elle est en marche continue, elle assure des rentrées de fonds très élevées pour le capital investi.

En achetant l'énergie à une société de distribution, le fabricant de ciment se mettra dans une certaine mesure à l'abri des avaries, et il assurera à sa consommation de courant une plus grande élasticité, sans que la tension de la ligne s'abaisse de façon notable, ce qui lui permettra de faire face à une surcharge subite et prolongée (il est préférable de doubler les lignes de transmission, pour éviter l'arrêt de la production en cas d'avarie aux conducteurs). En outre, le fabricant de ciment s'évite la nécessité d'investir le capital important qu'absorberait la construction d'une station génératrice privée, qui devra comporter un équipement complet de réserve pour éviter les interruptions de la production du courant. Une station génératrice implique des accords pour la fourniture suivie d'huile et de charbon, et pour l'évacuation des cendres. Il faut réserver un emplacement pour la station, en prévoyant une source abondante d'eau pour les chaudières et les condenseurs, et cette station nécessite le concours permanent d'un personnel parfaitement qualifié. On peut ajouter qu'en raison des poussières de ciment, une cimenterie ne constitue pas un voisinage idéal pour une station génératrice, considération à envisager si l'achat du courant peut se faire dans de bonnes conditions.

Tensions pratiquées.—La tension des grands réseaux de distribution augmente constamment. Par endroits, le courant est maintenant fourni à la tension très élevée de 132000 volts, mais, pour les distances moyennes, la transmission se fait généralement à 33000 volts. Pour les petites distances, on a généralement adopté 6600 ou 3300 volts. Les hautes tensions ne sont généralement pas prises aux bornes des génératrices, qui fonctionnent d'habitude à une tension moins élevée, et le courant est porté à la tension nécessaire à sa transmission au moyen de transformateurs.

Pratiquement, toutes les stations centrales d'électricité débitent du courant alternatif, généralement triphasé et à 50 périodes. On ne rencontre le courant continu que pour quelques stations, n'alimentant qu'un territoire restreint. La tension d'un courant alternatif est aisément élevée ou abaissée par des transformateurs statiques, qui ne comportent pas de parties mobiles, ne demandant que peu de surveillance, et dont le rendement est relativement élevé.

Stations génératrices privées.—Avec une station locale d'énergie, qui n'assure que la fourniture d'énergie de la cimenterie, et dont les lignes de transmission sont par suite relativement courtes, les choses se présentent autrement. Comme la charge est élevée et permet l'emploi de turbo-alternateurs, le courant alternatif est tout indiqué, et sera préféré au courant continu. Avec le courant continu, l'installation d'une turbine serait onéreuse, si ce n'est impossible. En ce qui concerne le nombre de périodes, soit 50 ou 25, l'avantage que présentent les fréquences élevées, de permettre l'emploi de moteurs de vitesses très différentes,

ne joue aucun rôle dans les cimenteries, parce que la vitesse de presque tous les moteurs doit être l'objet d'une réduction; la question d'avoir des moteurs d'une vitesse bien précise n'est du reste pas de première importance, sauf pour la commande du four, où l'on prévoit des dispositifs spéciaux pour avoir une vitesse bien déterminée, variable dans des limites fixées d'avance. Le prix d'un moteur à 50 périodes est moins élevé, mais le couple de démarrage d'un moteur à 25 périodes est plutôt plus grand.

Au point de vue rendement, il n'existe aucune différence entre eux. Le choix de la tension est principalement basé sur la puissance des moteurs. Tous les moteurs supérieurs à 100 ch environ peuvent être bobinés pour une tension élevée, pouvant attendre 2200 à 3300 volts, mais il n'est pas économique, ni comme achat ni comme exploitation d'installer des moteurs pour haute tension s'ils n'atteignent pas cette puissance. Au delà de 350 ch, les moteurs peuvent être bobinés pour une tension atteignant 6600 volts, mais le cas ne se présente pas souvent, la tension adoptée étant plus généralement de 2200 ou 3300 volts. Pour les moteurs d'une puissance supérieure à 100 ch, il existe encore certaines divergences d'opinion; les tensions plus ou moins élevées ont toutes deux des partisans. On rencontre des exemples de ces deux solutions dans les cimenteries de construction récente, mais la tendance est certainement d'adopter une tension élevée, particulièrement quand l'usine s'étend sur une grande superficie, et que les moteurs sont individuellement d'une grande puissance. Pour les moteurs inférieurs à 100 ch, la tension est généralement réduite à 400/440 volts.

Transformateurs.—Toutes les grandes cimenteries modernes comportent nécessairement des transformateurs. Le courant est fourni à une tension élevée, qui doit être abaissée pour les petits moteurs, si ce n'est même pour les grands, ou bien il est produit à l'usine à la tension de 3300 volts par exemple pour les grands moteurs, et il y a lieu de le transformer pour les petites machines.

En ce qui concerne la transformation du courant, l'équipement d'une usine peut être réparti en trois groupes, comprenant les moteurs de 100 ch et au-dessus, les moteurs inférieurs à 100 ch, et l'éclairage. Le premier groupe peut être subdivisé en moteurs d'environ 350 ch et au delà, qui peuvent être bobinés pour des tensions pouvant atteindre 6600 volts, et en moteurs compris entre 100 et 350 ch, qui, pour des raisons techniques, sont limités à 3300 volts. En général, cependant, les moteurs de 100 ch et au delà sont bobinés pour une tension de 2200 ou 3300 volts, et ceux plus faibles pour 400 à 440 volts. Le courant d'éclairage est généralement prélevé sur les transformateurs de puissance donnant 400/440 volts, pour obtenir une tension de 230 à 250 volts entre le point neutre et les phases. Il y a lieu de prévoir un transformateur de réserve pour l'éclairage, pour le cas où le transformateur de puissance subirait des avaries.

Les avis sont quelquefois partagés au sujet des transformateurs principaux, qui peuvent être soit triphasés, soit monophasés. S'ils sont triphasés, il est nécessaire d'avoir un transformateur complet en réserve, qui, en cas d'avaries, pourra être mis instantanément en circuit au moyen d'un commutateur. Si on a installé trois transformateurs monophasés, un quatrième transformateur suffit comme réserve, mais, sauf à installer un tableau compliqué, on perd un temps précieux à le mettre en circuit au moment utile.

Deux transformateurs triphasés, dont l'un de réserve, seront légèrement plus chers d'achat que quatre transformateurs monophasés, mais, en cas d'avaries, le rendement et la souplesse de l'équipement seront plus élevés.

Amélioration du facteur de puissance.—Les fabricants de ciment ne se rendent pas toujours bien compte de l'importance du facteur de puissance, et de la réduction des frais d'exploitation qui résulte de son amélioration, en raison du système de tarification généralement adopté par les sociétés de distribution. En raison de la marche ininterrompue de leur usine, les exploitants peuvent récupérer annuellement une fraction élevée des sommes investies dans leur propre usine pour l'amélioration de leur facteur de puissance. Un facteur de puissance bien inférieur à 0,75 n'est pas rare si on n'a pas fait les installations nécessaires pour l'améliorer, et il n'y a aucune raison pour ne pas arriver à l'avoir égal par exemple à 0,97 (si la tarification prévoit une bonification jusqu'à ce chiffre), et de réaliser ainsi une économie substantielle dans les frais d'exploitation.

Sur les réseaux à courant alternatif, le coût de l'énergie dépend du facteur de puissance aussi bien que de la quantité totale d'énergie consommée. Avec un facteur de puissance bas, l'intensité moyenne du courant dans les conditions données de consommation est plus élevée, et nécessite des génératrices, des câbles, et des transformateurs plus largement dimensionnés. De plus, les pertes des lignes de transmission sont plus élevées, et il en résulte un réglage défectueux de la tension. La consommation de combustible et la dimension des machines motrices ne sont cependant affectées que légèrement par l'augmentation des pertes des lignes.

Si la charge consiste en moteurs d'induction qui consomment du courant décalé en arrière, le facteur de puissance de l'ensemble du système sera amélioré par des machines consommant du courant décalé en avant. Il existe un certain nombre de procédés pour améliorer le facteur de puissance; on emploie dans ce but les moteurs synchrones à pôles saillants, les moteurs d'induction synchrones dits asynchrones synchronisés, les moteurs compensés, les compensateurs de phase (employés avec les moteurs existants), et les condensateurs statiques. Par ces procédés, appliqués à une certaine fraction de la charge seulement, on obtient tous les kVA déwattés nécessaires pour amener le facteur de puissance correspondant à la charge entière à la valeur voulue pour que la marche soit économique. Les moteurs à pôles saillants ne conviennent pas pour actionner les machines de cimenterie en raison de leurs faibles caractéristiques de démarrage, et si on les emploie en vue de l'amélioration du facteur de puissance, il y aurait lieu d'utiliser la propriété des moteurs synchrones de fournir du courant déwatté, autrement dit de les faire fonctionner comme condensateurs synchrones.

Pour installer une nouvelle cimenterie, il est d'une mauvaise conception d'installer des moteurs d'induction de faible vitesse et de facteur de puissance bas, et d'améliorer le facteur de puissance par l'un des procédés indiqués. Les moteurs puissants à faible vitesse seront du type asynchrone synchronisé, ou du type d'induction avec avanceur de phase, en vue de remédier à la faiblesse du facteur de puissance et d'améliorer simultanément le facteur de puissance de l'ensemble de l'équipement électrique de l'usine. Si l'on cherche à améliorer le facteur de puissance d'une usine existante, le choix du procédé est une question qui dépend surtout des conditions locales, mais en ce qui concerne l'entretien, il faut considérer que les machines tournantes entraînent l'emploi de commutateurs et de balais, qui nécessitent une visite périodique. Un condensateur statique, par contre, en l'absence de parties mobiles, ne demande aucune surveillance. L'emploi de compensateurs de phase pour améliorer le facteur de puissance d'installations existantes gagne beaucoup de terrain.

Exemple d'économies réalisées par l'amélioration du facteur de puissance.

Prenons, par exemple, une cimenterie dont la charge est de 2 600 kW, et le facteur de puissance de 0,8, équipée entièrement avec des moteurs d'induction. La consommation annuelle d'unités de puissance est de 15 millions, et le tarif est de frs 0,235 par unité, et de frs 375 par kVA par an. La décision est prise d'améliorer le facteur de puissance et de le porter à 0,97, par l'un des procédés d'amélioration, équipement dont le prix est de frs 375 000.

La tarification portera sur

	kVA.
Sans équipement : 2600 kW	
avec facteur de puissance 0,8 soit $\frac{2600}{0,8}$	= 3250
Avec équipement : 2600 kW	
avec facteur de puissance 0,97 soit $\frac{2600}{0,97}$	= 2680
Réduction sur la consommation ..	570
	Francs.
Economie brute :	
570 kVA à frs. 375 par kVA	= par an 213750
Intérêts et dépréciation :	
chacun à 5% l'an	= par an 37500

Les pertes électriques dues au nouvel équipement sont supposées équilibrées par la réduction des pertes du transformateur et de la distribution à basse tension.

L'économie nette annuelle peut, par suite, être exprimée ainsi :

1. Economie brute annuelle par la diminution des kVA	frs 213 750
2. En moins, intérêt et dépréciation	frs 37 500

Economie nette annuelle ... frs 176 250

On voit que l'économie réalisée n'est fonction que de l'amélioration du facteur de puissance.

Comparaison du prix global de l'unité consommée avec le facteur de puissance 0,8 et après son amélioration à 0,97.

DÉPENSE TOTALE D'ÉLECTRICITÉ PAR AN AVEC LE FACTEUR DE PUISSANCE 0,8.

	Frs par an.
3250 kVA à L3 par kVA	= 1 218 750
15 millions d'unités à fr 0,235	= 3 525 000
	4 743 750

Le prix global de l'unité consommée avec le facteur 0,8 =

$$\frac{4\,743\,750}{15\,000\,000} = 0,316 \text{ fr. par unité.}$$

DÉPENSE TOTALE D'ÉLECTRICITÉ PAR AN AVEC LE FACTEUR DE PUISSANCE 0,97.

	Livres par an.
2680 kVA à frs 375 par kVA	= 1 005 000
15 millions d'unités à fr. 0,235	= 3 525 000
	4 530 000

Par suite, le prix global de l'unité consommée avec le facteur de puissance 0,97 sera

$$\frac{4\,530\,000}{15\,000\,000} = 0,302 \text{ fr par unité.}$$

L'économie nette sur le prix global de l'unité consommée, en améliorant le facteur de puissance de 0,8 à 0,97 sera $0,316 - 0,302 = 0,014$ fr par unité. La réduction sur la dépense globale en courant par tonne de ciment, dont la fabrication absorbe 100 unités par tonne, sera $100 \times 0,014 = 1,4$ fr par tonne.

Si l'usine produit 150 000 tonnes par an, la note d'électricité sera réduite de $150\,000 \times 1,4 = \text{frs } 210\,000$ par an.

En admettant que l'intérêt du capital et la dépréciation soient les mêmes que précédemment, l'économie nette sera de $\text{frs } 210\,000 - 37\,500 = \text{frs } 172\,500$.

Autre exemple d'amélioration du facteur de puissance.

L'exemple ci-dessus concerne le cas d'une usine existante. Supposons maintenant qu'il s'agisse d'une usine neuve, dont l'équipement comporte uniquement des moteurs d'induction, et dont le facteur de puissance est de 0,8 pour une charge de 2600 kW. Quelle serait la dépense supplémentaire qu'entraînerait l'installation de l'équipement destiné à améliorer le facteur de puissance et le porter à 0,97? Prenons par exemple des moteurs asynchrones-synchronisés, qu'on pourrait appeler moteurs d'induction synchrones, qui sont susceptibles de remplacer les moteurs d'induction pour la commande des machines qui absorbent beaucoup d'énergie, telles que les broyeurs de matières premières ou de clinker. Dans une usine de l'importance considérée, le cas peut se présenter pour trois ou même quatre moteurs, dont la puissance sera de 550 ch. Si ces moteurs sont du type d'induction, leur rendement sera voisin de 93%, et leur facteur de puissance de 0,9.

La charge totale, avec des moteurs d'induction partout, est de 2600 kW, au facteur de puissance de 0,8, c'est-à-dire que le nombre total de kVA est de 3250, et le nombre de kVA déwattés en arrière est de

$$\sqrt{3250^2 - 2600^2} = 1950 \text{ kVA.}$$

Les trois moteurs d'induction de 550 ch absorbent $\frac{1650}{0,93} \times 0,746 = 1324$ kW

au facteur de puissance de 0,9 ou un nombre total de kVA de 1471 avec un nombre de kVA déwattés en arrière de $\sqrt{1471^2 - 1324^2} = 643$ kVA.

La deuxième fraction de la charge totale, qui sera supportée par les moteurs d'induction, est de $2600 - 1324 = 1276$ kW, et le nombre de kVA de cette charge déwattés en arrière doit être égal à la différence entre le nombre total de kVA déwattés et celui absorbé par les trois moteurs de 550 ch, soit $1950 - 643 = 1307$ kVA.

La question est maintenant de trouver quel est le nombre de kVA déwattés en avant à introduire pour porter la charge totale de 2600 kW jusqu'au facteur de puissance 0,97 en arrière.

Le nombre total de kVA pour 2600 kW à 0,97 = 2680 et le nombre de kVA déwattés = $\sqrt{2680^2 - 2600^2} = 650$.

Comme la charge, qui n'a pas été modifiée, a un nombre de kVA déwattés en arrière de 1307 kVA, il nous faut choisir trois moteurs de 550 ch ayant un nombre de kVA déwattés en avant de $1307 - 650 = 657$ kVA. Par suite, le nombre total de kVA absorbés par les trois moteurs de 550 ch = $\sqrt{1324^2 + 657^2} = 1473$, et le facteur de puissance en avant = $1324/1473 = 0,895$.

Le résultat de ce raisonnement est que si nous installons trois moteurs

asynchrones synchronisés d'une puissance de 550 ch avec un facteur de puissance en avant de 0,895 au lieu de trois moteurs d'induction de la même puissance ayant un facteur de puissance en arrière de 0,91, nous aurons pour la charge totale de 2600 kW le facteur de puissance en arrière 0,97 au lieu de 0,8.

La dépense supplémentaire afférente à trois moteurs asynchrones synchronisés de cette puissance, par rapport aux moteurs d'induction, serait d'environ frs 112 500. En admettant que la dépréciation et les intérêts de ce capital soient calculés comme précédemment, l'économie annuelle atteindra frs 202 500 et 207 500 respectivement, et la dépense supplémentaire afférente à l'installation de machines plus chères sera amortie en sept mois à peu près.

Commande individuelle.—Dans une cimenterie, l'équipement électrique comporte généralement de 35 à 50 moteurs, dont les plus importants sont les moteurs actionnant les broyeurs compound pour la mouture des clinkers, ayant de 500 à 650 ch, et les plus petits les moteurs de 2 ch à vitesse variable actionnant le système d'alimentation à cuiller des fours. Le tableau ci-dessous indique sommairement les particularités des moteurs formant l'équipement de toute l'usine, énumérés par ordre de puissance. Le nombre de moteurs et leur puissance est fonction pour chaque usine de la production, du groupement des appareils, et des matières premières qu'elle traite.

Dans le tableau (voir pages 1178 et 1179) les termes de la colonne des désignations sont (1) broyeurs pour clinker; (2) broyeurs pour matières premières; (3) concasseurs à mâchoires; (4) pulvérisateurs ou broyeurs pour charbon; (5) broyeurs humides et pompe; (6) ventilateur de tirage induit (7) fours; (8) compresseur à air (agitation de la boue); (9) sécheurs pour matières premières et pour charbon; (10) pompe à boue; (11) malaxeur à boue (planétaire et satellite); (12) refroidisseurs rotatifs; (13) équipement pour le gypse; (14) élévateur, convoyeur, et séparateur magnétique, pour charbon; (15) élévateurs pour clinker et calcaire; (16) appareils d'extraction et convoyeur pour ciment; élévateurs pour ciment et convoyeur alimentant le silo; (17) équipement centralisant les poussières de ciment; (18) malaxeurs pour matières premières en boue; (19) en réserve; (20) convoyeur pour clinker, sous les refroidisseurs; (21) élévateur et convoyeur alimentant les ensacheuses; (22) ensacheuses; (23) extraction des poussières des flammes perdues ayant épaissi la boue; (24) pompes à eau; (25) ateliers d'entretien; (26) en réserve; (27) tables d'alimentation pour charbon; (28) tables d'alimentation pour gypse; (29) pompes à eau; (30) en réserve; (31) cuiller d'alimentation du four.

Les hauts de colonne doivent être interprétés comme suit: (a) désignation des appareils actionnés; (b) nombre de moteurs ("or more" = ou plus); (c) puissance de régime; (d) vitesse; (e) rendement (i, à pleine charge; ii, aux 3/4 de la pleine charge); (f) facteur de puissance (i, à pleine charge; ii, aux 3/4 de la pleine charge); (g) couple de démarrage; (h) dispositif de commande ("direct gearing" = par engrenages; "belt" = par courroie; "belt or gearing" = par engrenages ou par courroie); (i) type de moteur ("synchronous induction" = synchrone synchronisé; "constant speed slip-ring" = à bague à vitesse constante; "variable speed slip-ring" = à bague à vitesse variable; "constant high-torque squirrel-cage" = à cage d'écureuil et couple élevé constant).

Les types de moteurs doivent être en nombre aussi faible que le permet un bon rendement, pour réduire au minimum le nombre des moteurs de réserve. On veillera en outre, en estimant la puissance absorbée, à disposer d'un

excédent d'énergie nécessité par la marche brutale et les couples de démarrage élevés d'une cimenterie.

Types de moteurs.—*Moteurs à bagues et à cage d'écureuil.*—Tous les moteurs d'une cimenterie, sauf les plus petits, doivent avoir un couple de démarrage élevé; les fours et les broyeurs en particulier ont une inertie considérable, qu'il faut vaincre au démarrage, et qui nécessite un couple de démarrage au moins égal à deux fois le couple normal. Cette circonstance plaide en faveur des moteurs à bagues, qui ont un couple de démarrage élevé, malgré leur prix d'achat plus élevé que celui des moteurs à cage d'écureuil. L'installation de moteurs à résistances intérieures pour remplir les conditions indiquées n'est pas avantageux dans une cimenterie, en raison de la marche brutale de l'exploitation, et de la nécessité d'employer un personnel électricien plus qualifié pour l'entretien des moteurs de ce type. Les pompes à boues, les convoyeurs, les malaxeurs, les élévateurs, etc., ont un couple de démarrage réduit, soit environ un tiers du couple normal; les moteurs à cage d'écureuil avec démarreurs étoile-triangle remplissent cette condition et sont moins chers que les moteurs à bagues.

Moteurs à vitesse variable.—Les seuls moteurs pour lesquels une vitesse variable s'impose, sont ceux actionnant les ventilateurs de tirage induit des fours et les systèmes d'alimentation en boues à cuiller. La gamme des vitesses doit s'étendre jusqu'à 50% de la vitesse normale. On arrive à ce résultat au moyen de résistances intercalées dans le circuit du rotor des moteurs à bagues. Les contrôleurs du type à tambour montés sur la plateforme du cuiseur mettent en circuit les résistances voulues, de sorte que l'opérateur est entièrement maître de ces moteurs sans quitter la plateforme.

Moteurs de réserve.—La sûreté étant une des conditions essentielles de l'exploitation, il faut prendre toutes les mesures possibles pour éviter les avaries, et, lorsqu'elles se produisent, tout doit être prévu pour y remédier d'une façon complète et rapide. La première précaution à prendre est d'avoir des moteurs de réserve en bon ordre de marche pour faire sans délai les remplacements nécessaires. Dans l'étude de l'équipement électrique, tous les efforts doivent tendre à réduire au minimum le nombre de types de moteurs, pour qu'il soit possible de disposer d'un moteur de réserve pour chaque cas, excepté pour les moteurs de grande puissance. Une autre précaution est d'avoir à l'extérieur les six connexions des moteurs triphasés, pour que tout enroulement avarié ou brûlé puisse être localisé en quelques minutes. Cette dépense est négligeable, comparée à l'avantage d'avoir les extrémités des enroulements sous la main.

Ventilation.—A partir d'une certaine puissance, il n'est généralement pas possible de construire des moteurs hermétiques; par suite il faut les installer dans des locaux suffisamment vastes pour que l'air puisse se refroidir, ou prévoir un système de ventilation. Les broyeurs pour la mouture de clinkers et des matières premières sont généralement groupés, de telle façon que les moteurs qui les actionnent soient placés dans des locaux impénétrables à la poussière, et d'une dimension appropriée pour assurer le refroidissement de l'air, et, dans le cas contraire, la température de l'air sera maintenue dans des limites convenables par l'installation d'un système de ventilation. De même qu'avec les moteurs comportant des conduits de ventilation, tout l'air de ventilation doit subir un filtrage efficace, car, à défaut de cette précaution, il se formerait des dépôts de poussières de ciment sur les enroulements au débouché des conduits, ce qui serait encore plus nuisible au moteur que l'absence complète de tout système de ventilation forcée. Pour les moteurs

des fours et des ventilateurs de tirage induit, exposés aussi bien à la chaleur qu'à la poussière, il faut installer une ventilation spéciale; pour les moteurs moins puissants, le type courant ventilé par les ouvertures latérales est le meilleur.

Entretien des moteurs.—*Enlèvement des poussières.*—Dans une cimenterie, l'air contient inévitablement plus ou moins de poussière en suspension, et les moteurs doivent être l'objet d'une surveillance continuelle, surtout que la plupart d'entre eux marchent sans arrêt. Les moteurs du type ouvert doivent être soufflés aussi fréquemment que le demande leur emplacement dans l'usine. Plus ils sont près de l'atelier de mouture des clinkers ou de préparation du charbon, plus ils nécessitent de soins. A cette fin, l'idéal est un système de conduits débouchant sur chaque moteur, sur lequel ils dirigent un jet d'air sous pression, et l'on utilise dans ce but un compresseur électrique mobile.

Vérification de l'entrefer.—On ne saurait exagérer l'importance de la vérification fréquente de l'entrefer. On utilisera un jeu de jauges d'épaisseurs suffisamment longues pour s'appliquer à toute la longueur du noyau. Si on ne décèle pas une diminution locale de l'entrefer dès son début, on s'expose à voir se produire rapidement des dérangements.

Distribution de l'électricité.—*Tableau de distribution principal.*—Pour le contrôle des câbles de distribution à haute tension (3300 à 6600 volts), le tableau peut être soit entouré de tôles, soit en cabine. Pour la basse tension (440 volts), le tableau sera généralement entouré de tôles, mais il est quelquefois en cabine. Un tableau en cabine sur chariot présente cet avantage que les appareils, étant montés sur un chariot, peuvent être déplacés en bloc aux fins de visite, de réglage ou de réparation. Le chariot ne peut être déplacé que quand l'interrupteur à huile est ouvert, et le déplacement du chariot fait tomber un volet qui recouvre complètement les trous par lesquels passent les contacts mobiles pour s'engager avec les contacts fixes des barres omnibus, de sorte que le personnel ne peut toucher le métal sous tension, et que l'opérateur jouit de la plus grande sécurité.

Câbles de distribution.—Dans une cimenterie, il arrive assez fréquemment que l'équipement électrique ait à supporter des surcharges répétées, condition qui doit être prise en compte pour déterminer la dimension des câbles de distribution. D'une façon générale, on prendra pour les conducteurs une dimension supérieure de 25 à 30% à celle correspondant à la charge normale du circuit. En raison de la dispersion qui caractérise l'agencement d'une cimenterie, et de la présence de moteurs de grande puissance, on groupe d'habitude les moteurs en se plaçant au point de vue distribution. Le tableau et les transformateurs principaux seront placés aussi près que possible des points où la consommation est la plus grande, autrement dit près de l'atelier de mouture des clinkers, et les autres moteurs seront groupés, compte tenu des charges, de la distance du tableau principal, et du nombre des câbles d'alimentation. On trouvera généralement que l'usine peut être divisée en six groupes principaux, énumérés ci-dessous dans l'ordre de la puissance qu'ils absorbent :

- (1) Atelier de mouture des clinkers, avec élévateurs et convoyeurs.
- (2) Atelier de préparation des matières premières, élévateurs et convoyeurs.
- (3) Pulvérisateurs ou broyeurs de charbon.
- (4) Malaxeurs et pompes à boues.
- (5) Fours.
- (6) Extraction du ciment, ensachage, ateliers d'entretien et éclairage.

Tableaux de distribution auxiliaires.—Au point convenable dans le périmètre de chaque groupe, on installera un tableau auxiliaire d'où partent les câbles alimentant individuellement les divers moteurs. Les circuits de l'atelier

d'entretien et d'éclairage seront disposés pour être éventuellement alimentés par une génératrice de secours.

Interrupteurs.—Pour choisir le type d'interrupteur le mieux approprié, il ne faut pas oublier que ces appareils doivent fonctionner dans une ambiance de fines poussières de ciment, qui s'introduiront par toutes les fissures, et il faut par suite s'efforcer de n'installer qu'un appareillage non susceptible de laisser pénétrer la poussière. Les interrupteurs fonctionnant dans l'huile assurent la protection nécessaire, sans que la simplicité de la construction en soit affectée, mais la construction des interrupteurs hermétiques à air a fait ces temps derniers de grands progrès qu'il faut prendre en considération.

Pour contrôler le stator d'un moteur à bagues, on se sert généralement d'un disjoncteur fonctionnant dans l'huile, se déclenchant automatiquement en cas de surcharge ou d'arrêt du courant, et pour le réglage de la vitesse, les moteurs à bagues sont en outre équipés d'un contrôleur type à tambour, avec résistances. Les moteurs à cage d'écureuil sont pourvus de commutateurs dans l'huile, étoile-triangle ou automatiques.

Pour le démarrage des moteurs à bagues, en raison des masses importantes à mettre en mouvement, dont l'accélération ne peut être que très progressive, c'est le démarreur liquide qui convient le mieux. Il doit être pourvu de regards en verre pour chaque phase, qui permettront de jeter un coup d'oeil d'ensemble sur le niveau du liquide. Le démarreur liquide et l'interrupteur principal seront enclenchés de telle façon que l'interrupteur principal ne puisse être fermé quand le démarreur liquide est dans la position de pleine marche. Les moteurs auto-synchrones actionnant les appareils importants démarrent de la même manière que les moteurs à bagues, au moyen d'un démarreur intercalé dans le circuit du rotor. Dès que le moteur approche de la vitesse de synchronisme, l'excitatrice placée en bout d'arbre augmente sa tension et fait parvenir au synchronisme le moteur, qui tourne ensuite comme moteur synchrone. Les moteurs ne se décrocheront pas pour les surcharges normales ordinaires, car la capacité de surcharge est grande, mais s'il survient une charge anormale susceptible de décrocher le moteur, ce dernier continuerait à fonctionner comme moteur d'induction jusqu'à ce que la charge diminue; le moteur s'accrochera ensuite de nouveau et tournera comme machine synchrone. Si l'on a installé un compensateur de phase, il est nécessaire de prévoir un commutateur pour mettre ce compensateur de phase en circuit quand le moteur a atteint sa vitesse normale. Pour le contrôle d'un moteur asynchrone synchronisé, il est nécessaire d'installer, en plus, un commutateur, et l'appareillage pour contrôler l'excitatrice à courant continu.

Mise à la terre.—La question de la mise à la terre est importante; il semble qu'il n'y ait pas de raisons pour mettre le point neutre à la terre, et il y a lieu généralement de donner la préférence au fil neutre isolé. Il doit y avoir un indicateur de pertes au tableau de distribution de la station d'énergie, pour signaler les défauts d'isolement dès qu'ils commencent à se produire. Toutes les parties métalliques sans exception doivent être mises à la terre avec le plus grand soin.

Conclusion.—L'emploi de l'électricité constitue le meilleur moyen pour actionner une cimenterie de façon économique et sûre, et l'usine sera étudiée pour donner à cet agent de transmission d'énergie toute l'importance qu'il comporte. Il est de toute première importance de bien choisir l'équipement qui convient le mieux aux conditions particulières de l'usine, car une machinerie inadéquate diminue le rendement de l'exploitation, et occasionne par suite des pertes.

La mouture du clinker de ciment.

par A. C. DAVIS.

(DIRECTEUR ADMINISTRATEUR DES USINES DE LA ASSOCIATED PORTLAND CEMENT MANUFACTURERS, LTD.)

DANS les articles antérieurs, il a été question du broyage des matières premières et de la pulvérisation du charbon, et nous arrivons maintenant à la mouture du clinker; cette opération est très importante, car, quelle que soit la qualité des matières premières utilisées, quelque parfaite que soit la cuisson, le produit obtenu perd une partie de sa valeur, si la mouture finale n'est pas exécutée d'une façon satisfaisante.

Pour fragmenter le clinker des fours verticaux et analogues, on se sert généralement de l'un ou de l'autre des broyeurs auxquels un article précédent a été consacré, mais il ne s'agit ici que des équipements susceptibles de s'appliquer au clinker normal fourni par les fours rotatifs; les meules en pierre, autrefois en usage en cimenterie, sont une solution abandonnée depuis de longues années, et il n'en sera pas question ici.

Le clinker de four rotatif quitte le refroidisseur sous forme de nodules, dont généralement 90% sont admis par l'anneau de 12,5 mm, et 25% par l'anneau de 3 mm; il se peut qu'une partie du clinker s'agglomère, dans la proportion de 10% par exemple, pour former des morceaux de 50 à 75 mm, et même davantage, dont le concassage s'impose. La prise en masse du clinker est due en premier lieu au combustible, si sa teneur en cendres est élevée; lorsqu'on veut transformer en ciment ce clinker ainsi aggloméré, il faut commencer par le concasser, pour que l'alimentation du broyeur se fasse dans de meilleures conditions.

Quand le clinker de four rotatif provient d'une boue à forte teneur en eau, ou de pulvérisateurs à boue, les nodules sont très petits; quand il provient d'une boue ayant une faible teneur en eau ils sont plus grands. Mais, quelle que soit la dimension des nodules, le clinker bien cuit et de bonne qualité est dur dans toute sa masse, et sa couche superficielle est d'une dureté encore plus grande. Il semblerait à première vue que la présence de clinker en gros blocs doive créer des difficultés à la mouture; il n'en est rien, cependant, à condition que des dispositifs convenables aient été prévus pour écraser ou concasser les fragments d'une certaine dimension. Il est bien plus difficile de pulvériser les nodules de la dimension d'une bille, dont la surface est dure et relativement unie.

Quand on étudie un appareil de mouture, on prévoit un maximum pour la dimension des nodules qu'ils sont appelés à broyer. Cette limite est atteinte, selon le cas, lorsque les nodules sont admis par l'anneau de 19, de 38 ou même de 50 mm, ce qui dépend du type de broyeur, de l'appareil d'alimentation, et des dimensions de l'orifice d'entrée; l'équipement comporte invariablement un concasseur pour réduire aux dimensions adéquates les fragments de clinker trop grands. Dans tous les cas, la production d'un broyeur sera plus uniforme, et l'énergie par tonne de matière traitée sera plus faible, si l'alimentation est assurée dans les conditions convenables; le travail des concasseurs est en outre plus économique que celui des appareils de mouture.

On utilise pour le concassage des broyeurs à cylindres, à mâchoires, ou du type à marteaux; mais les broyeurs à cylindres et à mâchoires sont plus répandus; tout le monde est à même de comprendre leur fonctionnement, et ils demandent moins d'entretien. Pour réduire au minimum les frais qu'entraîne le fonctionnement de ces machines, il ne faut leur donner à travailler que le clinker dont le broyage est absolument nécessaire. L'usure des parties de la machine directement intéressées au broyage est considérable;

elles sont par suite amovibles et interchangeables. La métal généralement employé pour les pièces amovibles est l'acier au manganèse ou la fonte blanche, cette dernière coulée en coquille. Le premier de ces deux métaux est plus coûteux, mais, dans certaines conditions, il dure bien plus longtemps, et il sera plus économique à l'usage. Ni l'un ni l'autre de ces métaux ne peut être usiné, et les pièces ne doivent du reste comporter aucune opération de ce genre.

Quand la quantité de clinker sur-dimensionné est grande, et que le broyeur est continuellement en marche, l'énergie dépensée sera de l'ordre de 1 à 2 ch par tonne de clinker concassé; si la quantité en est petite, et le broyage intermittent, la dépense d'énergie par tonne sera plus élevée.

La disposition des appareils de mouture a subi de nombreuses modifications ces dernières années; un grand nombre d'appareils autrefois en usage ne répondent plus aux besoins actuels, et on ne les construit plus. Les types qui ont survécu présentent chacun des avantages particuliers, en plus ou moins grand nombre; mais comme on tend à employer des appareils de plus en plus puissants, et qu'il faut absolument réduire les prix de revient, on a été amené à changer presque entièrement leur conception. Jusqu'à ces dernières années, les appareils étaient généralement groupés par deux; le groupe était d'habitude constitué, soit par un broyeur à boulets et un tube broyeur, soit par un kominator et un tube broyeur, soit par un appareil Griffin et un tube broyeur, soit par un Edgerunner (types divers) et un tube broyeur, soit par un pulvérisateur et un tube broyeur, etc. La première des deux machines fonctionnait toujours comme machine préparatoire, et la deuxième comme machine finisseuse. L'appareil kominator ressemble d'une façon générale aux broyeurs à boulets, et la seule différence réside dans le mode de construction et le détail du tamis; l'installation comportait un tamis qui faisait partie de la machine préparatoire, ou qui était intercalé entre celle-ci et la machine finisseuse. La réduction, que la machine finisseuse était capable d'opérer, était la donnée sur laquelle on se basait toujours pour déterminer la dimension des jours du tamis de la machine préparatoire.

Parmi les diverses combinaisons mentionnées, l'ensemble constitué par un broyeur à boulets ou un kominator et un tube broyeur était la plus appréciée, et de l'emploi le plus général.

Le broyeur à boulets est constitué par un tambour cylindrique monté sur un arbre en acier, qui en assure l'entraînement; il est garni à l'intérieur de plaques perforées en acier formant des redans. La charge est formée par des boulets en acier de 50 à 125 mm de diamètre, et les matières introduites dans le broyeur sont concassées et partiellement moulées par chocs, quand les boulets tombent de redan en redan.

Dans un broyeur de ce type, la sélection ou classification a généralement lieu en trois fois: (1) par les trous des plaques à redans; (2) par une plaque intérieure formant tamis; (3) à l'extérieur, par un tamis, ou une plaque perforée, à jours bien plus petits. Le rejet de chaque étage de classification retourne au broyeur, pour subir une nouvelle réduction, et les matières admises par le tamis extérieur vont à l'appareil finisseur.

Les figs. 4 et 5 (pages 1187 et 1188) représentent en élévation et en vue transversale un broyeur à boulets, partie en élévation, partie en coupe verticale; on y voit nettement l'arbre avec sa commande et la trémie d'entrée, les plaques de blindage perforées avec leur charge, et la gaine avec sa vis transporteuse qui assure le départ des matières broyées.

Les figs. 6 et 7 (pages 1189 et 1190) représentent dans les mêmes conditions un appareil kominator pourvu de tamis "fastax"; les matières, partiellement

broyées, vont de l'appareil au tamis; celles qui sont déjà suffisamment moulues traversent le tamis comme d'habitude, et celles dont la dimension est encore trop grande retournent à l'appareil par les coulottes. En raison de la plus grande surface de son tamis, l'appareil kominor présente un avantage marqué sur l'ancien type de broyeur à boulets.

La fig. 8 (page 1191) représente un atelier de broyeurs à boulets en cours de montage; les broyeurs à boulets sont disposés à un niveau plus élevé que les tubes broyeurs, et le produits sortant des premiers sont acheminés tels quels sur les seconds, par une petite vis transporteuse.

Les tubes broyeurs sont employés exclusivement pour le finissage. Au début, la mouture était faite au moyen de galets de silex, mais, dans les broyeurs modernes, on utilise exclusivement de petits boulets en fonte blanche. Le tube broyeur, comme son nom l'indique, est un tambour cylindrique, généralement supporté aux extrémités par des tourillons, garni de "silex" ou de blocs métalliques, et comportant une charge de corps broyeurs; sa rotation est assurée par une commande appropriée. Le diamètre des tubes broyeurs varie de 1 m 20 à 2 m 40, et leur longueur de 6 à 12 m, ou même 13 m 50. Le volume de la charge peut atteindre de 20 à 40% de la capacité intérieure de l'appareil.

Les corps broyeurs sont généralement des boulets en fonte blanche de 19 à 25 mm de diamètre; un diamètre un peu plus grand peut être avantageux, si le broyeur est alimenté en particules de grande dimension, mais s'il s'agit d'un produit très fin, les corps broyeurs peuvent être uniformément d'une dimension plutôt faible. Quelques praticiens préfèrent employer des corps broyeurs d'une forme légèrement différente, par exemple 19 mm de diamètre et 32 mm de longueur, ou 16 mm de diamètre et 25 mm de longueur; les corps broyeurs de cette forme ne sont toutefois à même de rendre des services efficaces, que dans les appareils à vitesse de rotation lente.

La vitesse de rotation de l'appareil, pour la mouture fine, doit satisfaire à l'égalité:

$$T/mn = \frac{350 \text{ à } 365}{\sqrt{d}}$$

d étant le diamètre effectif de l'appareil en centimètres. Cette vitesse provoquera la chute continue des corps broyeurs, telle que l'indique la fig. 9 (page 1191) pour les corps broyeurs de grand diamètre et les plaques formant redans, et la fig. 10 (page 1191) pour les corps broyeurs de petit diamètre et un blindage uni. Pour les broyeurs de la dimension de la charge et de la vitesse données, la force dépensée en chevaux sera de 15 à 18 fois le poids de la charge de corps broyeurs en tonnes.

Pour l'alimentation d'un tube broyeur, on peut adopter le classement ci-dessous:

Résidu sur tamis de 64 mailles au cm ²	%
400	"	"	"	"	"	"	"	"	20
900	"	"	"	"	"	"	"	"	48
1600	"	"	"	"	"	"	"	"	52
4900	"	"	"	"	"	"	"	"	61
	"	"	"	"	"	"	"	"	69

Si la capacité du tube broyeur est grande par rapport à la quantité de matières à traiter, les chiffres donnant ces résidus peuvent être augmentés, et réciproquement.

Le classement du produit fini dépendra de la finesse requise, du choix approprié des corps broyeurs, et du travail absorbé par la mouture. En Angleterre, le ciment ordinaire est moulu de façon à donner un résidu de

4 à 5% sur le tamis de 4900 mailles. Les Normes anglaises autorisent 10% sur ce même tamis, ce qui correspond à 7 ou 8% sur le tamis de 6200 mailles, la proportion de la farine étant relativement faible. Si le ciment est du type à prise rapide, avec des caractéristiques élevées à la traction et à la compression, le résidu sera de l'ordre de 0,4 à 1% au tamis de 4900 mailles, ce qui correspond à 0,6 à 1,3% au tamis de 6200 mailles, la proportion de farine étant bien plus élevée.

La fig. 11 (page 1192) représente en coupe horizontale un tube broyeur-finisher. L'alimentation est égale au débit du broyeur préparatoire, les fragments sont introduits par la vis indiquée, et la rotation actionne les particules de ciment d'une extrémité à l'autre du broyeur. Un diaphragme ajouré pourvu de palettes est disposé près de la sortie, pour retenir les corps broyeurs dans le tambour, et pour faciliter l'évacuation du ciment. Dans la conduite de décharge se trouve un tamis circulaire qui retient les corps étrangers éventuellement mélangés au ciment.

Les broyeurs compound, ou à chambres multiples, introduits vers 1920, sont maintenant très en faveur, et, parmi les broyeurs que l'on installe maintenant, un grand nombre sont de ce type, et ceux de grande puissance le sont tous. En principe, ce broyeur est une combinaison d'un broyeur à boulets, et d'un tube broyeur; il est construit comme un tube broyeur, mais ses dimensions sont bien plus grandes que celles des tubes broyeurs du début, et il est divisé en un certain nombre de compartiments (trois ou quatre, en général), chaque compartiment étant chargé de corps broyeurs appropriés au travail qu'ils doivent remplir.

La fig. 12 (page 1192) représente en coupe longitudinale un broyeur type de cette catégorie. Le tambour a de 2 m 10 à 2 m 40 de diamètre; la longueur entre les fonds extrêmes est de 10 m 50 à 12 m; la charge (boulets ou leur équivalent) pèse de 40 à 50 tonnes; le diamètre des corps broyeurs varie entre 16 ou 19 mm et 90 ou 100 mm, et les plus petits peuvent éventuellement être ovoïdes, avec 16 mm de diamètre et 22 mm de longueur. Le broyeur représenté fig. 12 (page 1192) est divisé en trois chambres; les deux premières sont garnies de plaques en acier au chrome formant redans, et chargées de boulets en acier forgé; la dernière chambre est revêtue de parallélipèdes en fonte blanche, et chargées de boulets en fonte blanche ou de galets de silex. Une plaque ajourée sépare la chambre 1 de la chambre 2, et une autre les chambres 2 et 3; une plaque analogue, pourvue de palettes, est disposée vers l'extrémité aval. Le volume de la charge, dans le broyeur représenté, est de 20 à 28% de la capacité du broyeur. Il n'est pas anormal que le volume de la charge atteigne 35 et même 40% de la capacité du broyeur, si le tambour a la solidité et le moteur la force suffisantes; dans ce cas, la vitesse de rotation doit être légèrement plus élevée.

Certains praticiens préfèrent une charge épaisse à une charge mince, et, lorsque la force motrice est limitée, ou si le travail qui incombe au broyeur est faible, on préfère quelquefois réduire la longueur effective du broyeur, pour avoir une charge plus épaisse; il n'est cependant pas prouvé qu'il en résulte un meilleur rendement ou une consommation d'énergie plus faible par tonne.

Les broyeurs compound de grande dimension sont fréquemment d'un grand diamètre sur une faible longueur, à l'extrémité amont; il en résulte cependant des difficultés de construction, et il n'est nullement évident que cette complication soit justifiée. Fréquemment aussi, on interpose un organe de tamisage entre la première et la seconde chambre; la force motrice consommée par tonne pour la mouture s'en trouve diminuée, mais les difficultés de construction sont sérieuses, et le service du broyeur nécessite dans ce cas des opérateurs plus habiles. On peut construire des broyeurs compound de toutes dimensions, dans

les limites d'une force motrice raisonnable. Il existe déjà en service des broyeurs de ce type ayant jusqu'à 2 m 40 et 2 m 55 de diamètre, et de 12 m 60 et 13 m 50 de longueur, opérant avec une charge de 50 à 60 tonnes.

Dans les broyeurs compound, la mouture se fait presque exclusivement par chocs. Par suite de la rotation du broyeur et du frottement de la charge sur le blindage, les boulets participent au mouvement ascendant, et s'écroulent ensuite jusqu'au pied de la charge; le cycle est continu. On peut admettre que chaque boulet assure trois frappes en deux tours du broyeur. Les règles concernant la vitesse, la charge et la puissance de ces broyeurs, concordent en général avec les données précédentes concernant les tubes broyeurs-finisieurs.

Les figs. 13 et 14 (pages 1193 et 1194) représentent l'extrémité amont et le dispositif d'alimentation, du type à table, d'un broyeur de ce genre, ainsi que son extrémité côté évacuation, avec le carter qui l'entoure, et le mécanisme de commande hermétiquement clos. La fig. 15 (page 1194) représente une installation comprenant un certain nombre de broyeurs du même modèle, avec la plateforme d'accès.

La mouture, telle que l'exécutent les broyeurs précédemment décrits, se fait en circuit ouvert; la mouture en circuit fermé n'a été appliquée, en Angleterre, que dans quelques cas tout à fait exceptionnels. Dans la mouture en circuit ouvert, les matières n'entrent qu'une fois dans le broyeur; elles restent dans le broyeur, et sont soumises à l'opération de la mouture, jusqu'à mouture complète, définie par la valeur limite des divers résidus. En quantité, l'alimentation du broyeur est en principe à chaque instant égale à sa décharge. Dans le circuit fermé, les matières circulent continuellement; elles repassent par le broyeur, et sont sans cesse classées, jusqu'à ce qu'elles soient réduites à la dimension voulue. Dans la mouture ainsi conduite, il arrive souvent par intermittence que l'alimentation soit plus abondante que l'évacuation.

On peut faire valoir, en faveur de la mouture en circuit fermé, que, par suite du classement continu, les matières sortent du broyeur, et quittent le circuit, dès qu'elles ont atteint un état de finesse suffisant, ce qui les empêche de faire matelas et de mettre ainsi les matières restant à moudre à l'abri des chocs; on invoque surtout ce fait que par la mouture en circuit fermé, l'augmentation de production d'un groupe broyeur peut atteindre de 10 à 20%. Il faut dire, par contre, que par suite de la granulation du ciment obtenu par mouture en circuit ouvert, ce dernier donne une résistance à la traction et à la compression plus élevée.

En examinant attentivement au microscope les produits obtenus par les deux méthodes, on peut se rendre compte que, pour le même classement au tamis, la quantité de poudre fine est bien plus grande par la mouture en circuit ouvert que par la mouture en circuit fermé. Il semble que, par suite de la nouvelle fragmentation subie par les particules, lorsque les conditions du classement par tamisage sont remplies, les particules aient une dimension moyenne plus faible, et cette granulation des fines, due aux particules de dimension plus petite, donne au produit obtenu par la mouture en circuit ouvert des propriétés de cimentation qu'on ne peut encore réaliser par la mouture en circuit fermé.

Les caractéristiques du produit obtenu par les broyeurs préparatoires du type à chocs diffèrent des caractéristiques du produit obtenu par les broyeurs préparatoires du type à usure. Un appareil à chocs se comporterait peut-être très bien et donnerait un ciment idéal en achevant les opérations en circuit fermé, si le classement final était suffisamment rigoureux; il n'a pas encore été possible de réaliser un contrôle assez complet de cette opération.

La fig. 1 (page 1184) représente un broyeur à mâchoires de 1 m 80 x 1 m 20; la fig. 2 (page 1185) représente un appareil d'alimentation, système Ross, accouplé à un broyeur à mâchoires de 1 m 80 x 1 m 20; la fig. 3 (page 1186) représente un broyeur à cône.

Le four rotatif dans la fabrication du ciment.—VI.

par W. GILBERT.

Pour éviter toute confusion due à la différence entre la tonne métrique et la tonne anglaise, l'auteur a employé dans ses calculs 100 kgs comme unité.

Exposé des Résultats des Expériences de Convexion.—(16) La signification des lettres employées ci-après est donnée paragraphe (26). La plupart des expériences relatives aux conditions de la transmission de la chaleur par convection à l'air ou aux gaz, animés d'une vitesse variable par tirage forcé, ont été faites sur de petits tubes ou tuyaux de 1 ou 2 pouces de diamètre, analogues à ceux utilisés pour les chaudières à vapeur ou appareils similaires. Elles font généralement ressortir que les valeurs de fHc ne varient pas aussi rapidement avec la différence de température que les valeurs de sHc , telles qu'elles figurent dans la colonne 5 du tableau IV (page 949), établi avec un cylindre exposé seulement au courant d'air ascendant qu'il déplace par sa propre température. La valeur de fHc que l'on trouve ainsi est approximativement proportionnelle au poids de l'air ou du gaz déplacé par unité de temps, sauf peut-être aux très faibles vitesses, et sa valeur diminue quand la dimension du tube augmente.

(17) Les valeurs de fHc du tableau V (page 1196) sont prises sur un tableau, basé sur les expériences de Nussett, publié par A. Hermansen dans "Industrial Furnace Technique." Les chiffres concernent une conduite de 3 mètres de diamètre, la température de l'air étant de 300° C. Il n'est pas évident que l'extension de la formule à un si grand diamètre soit justifiée, et dans le cas considéré la vitesse de l'air n'est pas prise dans le sens de la conduite, mais perpendiculairement à elle. En donnant ces chiffres nous les considérons comme approximativement exacts pour le but envisagé; on pourra d'ailleurs, dans le cadre des calculs qui suivent, employer des valeurs de fHc plus exactes, si ultérieurement on parvenait à les établir.

Les chiffres de la colonne (3) sont applicables aux fours d'un diamètre compris entre 2,5 m et 3,5 m.

Pour utiliser le tableau V, on peut mesurer la vitesse du vent à l'aide d'un anémomètre, genre moulinet, à ailettes obliques.

(18) Comme exemple d'application du tableau V, prenons un vent transversal au four rotatif, d'une vitesse de 244 m/mn, ce qui correspond à un vent modéré, et admettons que la température de l'enveloppe en un point donné soit de 177° C.

La valeur de sHc , prise sur le tableau IV, est de 6, et la valeur de fHc prise sur le tableau V est 10,17. Comme les deux vitesses de l'air dont dépendent les deux valeurs de Hc forment un angle droit, on peut admettre que la valeur résultante de Hc sera :

$$\sqrt{(6,05)^2 + (10,17)^2} = 11,8$$

En ajoutant la valeur de $Hr = 9,61$ du tableau IV, et en multipliant par la différence de température, nous obtenons :

$$\text{Pertes en cal/m}^2/\text{h} = (11,8 + 9,67) \times (177 - 16) = 21,47 \times 161 = 3466.$$

Pour les figures 1 à 7, voir le numéro de Janvier; pour les figures 8 à 16, voir le numéro de Mars; pour les figures 17 à 20 et le tableau d'essai d'un four, voir le numéro d'Avril; pour la figure 21, voir le numéro de Mai; pour les figures 22 à 24, voir le numéro de Juillet.

Pour le tableau I, voir le numéro de Mai; pour les tableaux II, IV, voir le numéro de Juillet.

Ce résultat est comparable à la perte de chaleur de 2530 cal/m²/h dans l'air tranquille, telle que la donne le tableau IV.

Y a-t-il Économie de Charbon à Abriter le Four?

(19) Les chiffres du tableau V n'indiquent pas de façon correcte la perte additionnelle de chaleur résultant de l'exposition du four à un vent d'une vitesse de 244 m/mn. Dès que la perte additionnelle de chaleur à travers la garniture de briques réfractaires entre en jeu, la température de l'enveloppe diminue, en raison de l'accroissement de la transmission à travers les briques, et la différence de température entre l'enveloppe du four et l'air ambiant se trouve diminuée également.

Pour examiner cette question, il est nécessaire d'établir des formules, qui seront, du reste, d'une application générale. Pour la signification des lettres, voir paragraphe (26). Il s'agit d'établir une relation entre fT et sT , et la quantité de chaleur traversant par conductibilité la garniture en briques réfractaires du four, et rayonnée par l'enveloppe.

(20) Admettons pour commencer que nous ayons un bloc de briques à faces parallèles, et soit A la surface d'une section droite faisant un angle droit avec la direction de l'écoulement de la chaleur, l'épaisseur, mesurée dans la direction de l'écoulement de la chaleur étant t mètres, et la différence de température entre les deux faces T_a degrés; l'équation fondamentale de la transmission de la chaleur sera :

$$aQ = \frac{K \times A \times T_d}{t} \dots \dots \dots (1)$$

où aQ représente la quantité totale de chaleur transmise par heure et K la conductibilité telle qu'elle est définie dans la liste des symboles.

Dans le cas d'un four rotatif, la surface moyenne par mètre linéaire de four de la garniture qui transmet la chaleur à l'enveloppe est approximativement,

mais non rigoureusement, $\frac{\pi}{2} (D+d)$, la valeur exacte étant

$$\frac{\pi (D-d)}{2,3 \log \frac{D}{d}}$$

Le logarithme est de base 10.

Il est utile d'exprimer t , l'épaisseur du garnissage réfractaire, dans la formule

(1), par $t = \frac{100 (D-d)}{2}$; soit d'autre part Q la perte de chaleur par mètre carré de l'enveloppe et par heure (au diamètre D) ; nous aurons en substituant dans (1) :

$$K \times \frac{\pi (D-d)}{2,3 \log \frac{D}{d}} \times (fT - sT)$$

$$Q \times \pi \times D = Qa = \frac{D-d}{2}$$

d'où

$$Q = \frac{K (fT - sT)}{1,15 D \log \frac{D}{D-d}} \dots \dots \dots (2)$$

Cette formule est préférable à la formule (1) quand l'épaisseur des briques réfractaires est grande en proportion du diamètre du four.

D'autre part, la perte de chaleur du four transmise à l'air ambiant est évidemment

$$Q = H(sT - aT) \dots \dots \dots (3)$$

En combinant les formules (2) et (3) nous obtenons

$$fT = B \times H \times (sT - aT) + sT \dots \dots \dots (4)$$

et

$$sT = \frac{fT + (aT \times B \times H)}{B \times H + 1} \dots \dots \dots (5)$$

où

$$B = \frac{1,15 \times D}{K} \log \frac{D}{d} \dots \dots \dots (6)$$

Les formules (2) et (6) montrent la relation qui doit exister entre la température fT de la face intérieure de la garniture réfractaire, la température sT de l'enveloppe, et la perte de chaleur de l'enveloppe du four par mètre carré et par heure, désignée par Q . On admet que la garniture réfractaire et l'enveloppe du four sont bien en contact.

(21) Prenons par exemple $D = 2$ m 90; $d = 2$ m 44; $sT = 260^\circ$ C.; $aT = 15,5^\circ$ C.; $K = 9$ en unités anglaises, soit en unités métriques

$$9 \times 0,252 \times \frac{1}{0,0929} \times \frac{9}{5} \times 0,0254 = 9 \times 0,124 = 1,12$$

et calculons fT dans le cas où le vent est nul. Du tableau IV nous tirons :

$$H = Hr + sHc = 13,86 + 7,14 = 21,00.$$

La formule (6) donne :

$$B = \frac{1,15 \times 2,9}{1,12} \times (0,4618 - 0,387c) = 0,2232.$$

D'après la formule (4),

$$fT = 0,2232 \times 21,0 \times (260 - 15,5) + 260 = 1147 + 260 = 1407^\circ \text{ C.}$$

La perte de chaleur par l'enveloppe est selon le tableau IV de 5118 calories par mètre carré et par heure.

(22) Supposons ensuite qu'en raison du vent la valeur de $H = Hr + Hc$ passe de 21 à 29,29. On admet qu'on brûlera davantage de charbon, afin que la température de la face intérieure de la garniture réfractaire reste la même. Il faut calculer d'abord la nouvelle valeur de la température superficielle de l'enveloppe, et la perte de chaleur totale pourra être calculée d'après la formule (3). La formule (5) donne :

$$sT = \frac{1407 + (15,5 \times 0,2232 \times 29,29)}{(0,2232 \times 29,29) + 1} = 200^\circ \text{ C.}$$

D'après (3) nous aurons

$$Q = 29,29(200 - 15,5) = 5404 \text{ calories}$$

par mètre carré et par heure, au lieu de 5118, valeur obtenue pour l'air tranquille.

(23) Dans le dernier exemple, la valeur 29,29, admise pour H , a donné pour l'enveloppe une température de 200° . Il reste, à déterminer la vitesse de l'air. Revenant au tableau IV, à cette température de l'enveloppe on trouve par interpolation que le valeur de $Hr = 10,74$ et la valeur de $sHc = 6,35$. La convection totale $Hc = 29,29 - 10,74 = 18,55$.

$$\text{Par suite } fHc = \sqrt{(18,55)^2 - (6,35)^2} = 17,42.$$

Par interpolation, le tableau V donne la vitesse du vent, soit 478 m/mn.

Une série de valeurs reliant la vitesse du vent à la température de l'enveloppe, calculée de cette manière, a été traduite en un diagramme qui a servi à établir le tableau VI (page 1199).

(24) Le tableau VI donne les pertes de chaleur par mètre carré de la surface de l'enveloppe aux différentes vitesses du vent, la température de l'enveloppe étant de 260° à l'air calme, et la température de la face intérieure de la garniture réfractaire étant de 1407° sur toute la longueur.

Les chiffres donnés par le tableau VI ont trait à une partie déterminée du four, où, en coupe, la garniture réfractaire a 229 mm d'épaisseur, et où la température de la face intérieure est de 1407° . Les chiffres sont cependant d'une application générale et montrent que quand un four est exposé aux intempéries, on peut admettre avec toute vraisemblance que la consommation de charbon n'en sera augmentée que dans une faible proportion.

(25) Nous pouvons résumer brièvement les paragraphes (6) et (24) comme suit: (a) La perte de chaleur par radiation et convection de l'enveloppe d'un four ou d'un refroidisseur rotatif peut être mesurée avec une grande exactitude en opérant dans un local clos ou par un jour calme. (b) Quand le vent souffle transversalement au four, la température de l'enveloppe diminue. La méthode pour obtenir la perte de chaleur par unité de surface (perte qui subit une augmentation) est donnée au paragraphe (18). (c) Grâce à la garniture réfractaire la perte de chaleur additionnelle due à l'exposition d'un four rotatif au vent est faible; un vent d'une vitesse de 32 Km/h par exemple, augmentera approximativement la perte de chaleur, exprimée en consommation de charbon normal, de 0,13% seulement.

Liste des lettres utilisées dans les calculs de la perte de chaleur des enveloppes de four.

(26) Q = Perte de chaleur, en K/cal par mètre carré et par heure.

D = Diamètre de l'enveloppe du four en mètres.

d = Diamètre intérieur de la garniture réfractaire.

fT = Température de la face intérieure de la garniture réfractaire.

fTa = Température moyenne de la garniture réfractaire.

sT = Température de l'enveloppe du four.

aT = Température ambiante.

K = Conductibilité des briques réfractaires en K/cal mètre carré et par heure, par degré de différence de température et par mètre d'épaisseur.

Hr = Perte de chaleur par radiation.

Hc = Perte totale par convection.

sHc = Perte totale par convection à l'air calme.

fHc = Perte par convection due au vent, ou à la vitesse de l'air ou du gaz forcé.

H = Perte de chaleur totale de l'enveloppe du four par radiation et convection.

Les lettres Hr , Hc , sHc , fHc et H ont toutes trait à la perte de chaleur par mètre carré, par heure, et par degré de différence de température. Toutes les températures sont en degrés centigrades.

Température de la surface intérieure de la garniture réfractaire.

(27) En utilisant le diagramme donnant la température et un point quelconque de l'enveloppe d'un four ou d'un refroidisseur, on peut en déduire la température correspondante de la surface intérieure de la garniture réfractaire par la formule (4) du paragraphe (20). Cette question sera traitée plus loin avec

quelques détails, en raison de son importance quand on considèrera les conditions de la transmission de la chaleur à l'intérieur du four ou du refroidisseur.

La conductibilité des briques réfractaires est donnée par la formule

$$K = 62 + \frac{fTa}{16,5} \dots\dots\dots (7)$$

où fTa est la température moyenne des briques. La valeur de K est d'accord avec les expériences connues, qui sont considérées comme acceptables. Par exemple, si la face intérieure de la garniture est à une température de 1394° , et la face extérieure à 260°

$$fTa = \frac{1394 + 260}{2} = 827$$

$$\text{et } K = 62 + \frac{827}{16,5} = 112,2.$$

(28) Le tableau VII (page 1201) dans les colonnes (2), (3), et (4) donne la température de la face intérieure de la garniture réfractaire pour les épaisseurs de 22,8 cm, 15,25 cm et 11,4 cm. Les températures correspondantes sont données colonne (1), les chiffres s'entendant pour l'air calme. Le diagramme de la figure 25 (page 1200) a été établi en utilisant les chiffres du tableau VII. Le tableau est calculé à l'aide de formule (4) par la méthode des approximations successives, car K varie avec la température de la garniture réfractaire, de sorte que sa valeur exacte n'a pas pu être introduite dès l'abord dans la formule préliminaire (6).

(29) Les chiffres du tableau concernent les données approximatives suivantes : en admettant que la température de l'enveloppe soit par exemple de 260° , la valeur de fT pour une garniture de 22,8 cm d'épaisseur sera de 1394° C. et K , d'après la formule (7), paragraphe 27, sera égal à 112,2. La perte de chaleur Q par l'enveloppe est de 5118 calories par mètre carré et par heure, ainsi que l'indique le tableau IV. D'autre part, la chaleur transmise par la garniture réfractaire selon la formule (2), paragraphe 20 est :

$$Q = \frac{112,2 (1394 - 260)}{115 \times 2,896 \log \frac{2,896}{2,438}} = \frac{112,2 \times 1134}{115 \times 2,896 \times 0,0748} = 5107 \text{ cal/m}^2/\text{h.}$$

La quantité de chaleur qui s'écoule par la garniture réfractaire est, par suite, égale, comme on le voit, à la quantité de chaleur dégagée par l'enveloppe du four, ce qui prouve l'exactitude de la donnée fournie par la table.

(30) On ne commet qu'une faible erreur en utilisant le tableau VII pour obtenir à l'aide de la figure 23 (page 950) la température des divers points de la face intérieure de la garniture réfractaire de 11,4 cm du refroidisseur, quoique le diamètre de l'enveloppe soit moindre.

Garniture spéciale non conductrice pour fours rotatifs.

(31) En Amérique, on s'est servi pour un certain nombre de fours d'une garniture spéciale de briques non conductrices. L'un des dispositifs adoptés est représenté figure 26 (page 1202); les briques spéciales, de 7,62 cm d'épaisseur, sont disposées contre l'enveloppe du four, et protégées des atteintes mécaniques par un revêtement intérieur de briques réfractaires de 15,25 cm d'épaisseur.

Pour évaluer l'économie du charbon ainsi réalisée, on peut procéder comme suit : Soient aD , bD et cD les diamètres respectifs des trois surfaces cylindriques représentées figure 26, et aT , bT et cT les températures de ces mêmes surfaces. Soient en outre aK la conductibilité des briques réfractaires ordinaires, et bK

la conductibilité des briques spéciales. Il y a lieu tout d'abord de calculer la conductibilité moyenne de ce revêtement composé, que nous désignerons par K . On appliquera la formule (2) du paragraphe (20) et nous poserons

$$\log \frac{bD}{aD} = X, \log \frac{cD}{bD} = Y, \text{ et } \log \frac{cD}{aD} = Z.$$

(32) En admettant que les températures aT et cT des faces intérieure et extérieure soient connues, et en nous rappelant que la chaleur totale (par mètre linéaire de four) qui traverse dans le sens radial le revêtement intérieur est nécessairement égale à celle traversant le revêtement extérieur, nous obtenons par le calcul algébrique

$$K = \frac{aK + bK + Z}{(aK \times Y) + (bK \times X)} \dots\dots\dots (8)$$

(33) Pour obtenir des résultats numériques, nous ferons des calculs et des comparaisons pour deux ou trois points choisis sur la longueur de l'enveloppe du four.

Position I.—Garniture réfractaire ordinaire de 15,25 cm d'épaisseur.

Prenons un plan perpendiculaire à l'axe, où la température de l'enveloppe soit de $176,7^\circ$ à l'air calme. Le tableau VII (page 1201) nous donne la température de la face intérieure de la garniture réfractaire, soit $fT = 642,8^\circ$, et le tableau IV la perte de chaleur Q par mètre carré et par heure de l'enveloppe du four, soit 2530 cal.

(34) **Revêtement en deux épaisseurs.** Revenons à la garniture représentée figure 26 (page 1202). La position sur la longueur de l'enveloppe du four est la même qu'auparavant, et par suite $fT = 643^\circ$.

Les valeurs numériques adoptées sont les suivantes :

$$cD = 2 \text{ m } 896, bD = 2 \text{ m } 743, aD = 2,438.$$

$$aK \text{ pour briques réfractaires ordinaires} = 99,2.$$

$$bK \text{ pour briques réfractaires spéciales} = 9,92.$$

$$X = \log \frac{bD}{aD} = 0,4381 - 0,3870 = 0,0511.$$

$$\text{de même } Y = 0,0235, Z = 0,0746.$$

par suite

$$\bar{K} = \frac{99,2 \times 9,92 \times 0,0746}{(99,2 \times 0,0235) + (9,92 \times 0,0511)} = 25,9.$$

(35) Il y a lieu ensuite de rechercher la température de l'enveloppe sT , qui doit répondre à la condition que la chaleur dégagée par l'enveloppe par mètre courant de four soit égale à la chaleur qui traverse le double revêtement réfractaire, dont la conductibilité moyenne est de 25,9, la température de la face intérieure fT étant de $642,8^\circ$.

La valeur de sT est obtenue par approximations successives en appliquant la formule (4) du paragraphe (20), que l'on peut écrire.

$$fT = B \times Q \times sT$$

Par la formule (6), on calcule la valeur de B qui est égale à 0,9632. Si nous admettons provisoirement que sT est égal à $74,4^\circ$, le tableau IV nous donnera $Q = 591,3$, et on verra que

$$642,8 = (0,9632 \times 591,3) + 74,4$$

de sorte que la formule (4) est satisfaisante.

Economie réalisée.—En nous reportant au paragraphe (33) nous voyons que la valeur de Q quand on utilise une seule garniture réfractaire de 15,25 cm

d'épaisseur est 2530. Pour un double revêtement de 22,8 cm d'épaisseur totale cette valeur est de 591,3 et par suite l'économie de chaleur est de

$$\frac{2530 - 591,3}{2530} \times 100 = 76,7\%.$$

(36) **Position II.**—Considérons le four dans un deuxième plan perpendiculaire à l'axe, en un emplacement où la garniture de briques réfractaires a 11,4 cm d'épaisseur, la température de l'enveloppe étant de 121° à l'air calme. D'après le tableau VII (page 1201) $fT = 327,8^\circ$ et Q , d'après le tableau IV, est égal à 1334. Pour le double revêtement de 22,9 cm d'épaisseur totale, K sera égal à 25,9, et B à 0,9632 comme auparavant. La valeur sT , obtenue par approximations successives, en utilisant la formule (4) est de 49°, et $Q = 290$. L'économie est de

$$\frac{1334 - 290}{1334} \times 100 = 78\%.$$

(37) En se reportant à la figure 22 et au tableau II, on verra qu'un revêtement double peut être appliqué avec profit de la division 10 à la division 18. On n'en prévoit pas pour la zone de scorification, où la garniture réfractaire risque d'être détruite par la violence du feu, et il n'est pas utile d'employer un double revêtement vers l'extrémité amont du four, où la perte par radiation est faible.

D'après la colonne (5) du tableau II, la perte totale de chaleur par heure, de la division 10 à la division 18, est de 63,6 Kg de charbon normal. L'économie réalisée par l'emploi d'un double revêtement sera par suite approximativement de $0,77 \times 63,6 = 49$ Kg de charbon par heure. Comme la production du four, d'après le bulletin des essais (voir numéro d'Avril, page 603) est de 7082 Kg de clinker par heure, l'économie, rapportée au clinker, est de

$$\frac{49 \times 100}{7082 \times 0,74} = 0,93\%.$$

Le facteur 0,74 du dénominateur est "l'efficacité du charbon" dans l'essai de four considéré; autrement dit, c'est la proportion du pouvoir calorifique du charbon, dans les conditions d'emploi, qui n'est pas envoyée à la cheminée.

La production du four, peut être évaluée à 1100 tonnes par semaine, de sorte que l'économie hebdomadaire de charbon est de

$$\frac{1100 \times 0,93}{100} = 10,23 \text{ tonnes.}$$

Economie annuelle due au double revêtement.

(38) En Angleterre, en admettant pour le charbon pulvérisé le prix de 25 shillings per tonne, l'économie annuelle réalisée en 50 semaines d'exploitation serait de

$$50 \times 10,23 \times 25 = \text{L } 640$$

(soit environ 80000 francs).

Il y a lieu de mettre en regard le prix de la garniture et une légère augmentation des frais d'entretien. Il faut ajouter en outre la majoration qu'entraîne la construction d'une enveloppe d'un diamètre un peu plus grand, à la hauteur du double revêtement. Dans le procédé sec, la température moyenne de l'enveloppe serait un peu plus élevée, et l'avantage résultant d'un double revêtement serait légèrement plus grand.

Bilan thermique du refroidisseur.

(39) Les chiffres essentiels intervenant dans le bilan thermique du refroidisseur sont les suivants :

Température du clinker à la sortie du four ..	1181°
Température du clinker à la sortie du refroidisseur ..	148°
Température de l'air à l'entrée de la conduite aboutissant au four	298°
Clinker passant par le refroidisseur	118 Kg/mn
Air à l'entrée de la conduite aboutissant au four ..	396 Kg/mn
Chaleur spécifique du clinker entre 1181 et 15,5° ..	0,246
Chaleur spécifique du clinker entre 148 et 15,5° ..	0,21
Chaleur spécifique de l'air entre 298 et 15,5° ..	0,241
Chaleur spécifique de la vapeur d'eau entre 298° et 15,5°	0,49

Les chaleurs spécifiques du clinker dans les deux limites indiquées sont basées sur les évaluations faites par le Laboratoire National de Physique anglais. Les chaleurs spécifiques de l'air et de la vapeur d'eau sont prises dans le traité de Partington et Shilling.

(40) **Action de l'humidité de l'air.**—L'air entrant dans le refroidisseur est à une température effective de 22°, et on suppose que son état hygrométrique est de 0,77; dans ces conditions d'après les tables existantes, le poids de vapeur par kilo d'air est de $0,77 \times 0,01680 = 0,0129$ Kg.

Comme il entre par minute dans le refroidisseur 396 Kg d'air, le poids de vapeur correspondant est de $396 \times 0,0129 = 5,11$ Kg. La chaleur transmise à la vapeur par minute est donnée à la ligne (4) du bilan thermique.

(41) Le bilan thermique ci-dessous concerne à la fois le refroidisseur et la coulote garnie de briques réfractaires par laquelle tombe le clinker, car il ne serait pas possible de mesurer la température du clinker à l'entrée du refroidisseur proprement dit.

Bilan thermique (quantités par minute).

(1) Perte par radiation du refroidisseur évaluée suivant paragraphe (5) =	$\frac{30,39 \times 7000}{60} =$	Kcal 3546
(2) Chaleur emportée par le clinker à la sortie du refroidisseur =	$118 \times 0,21 \times (148 - 15,5) =$	3283
(3) Chaleur abandonnée par le clinker à l'air =	$396 \times 0,241 \times (298 - 15,5) =$	26960
(4) Chaleur abandonnée par le clinker à la vapeur d'eau =	$5,11 \times 0,49 \times (298 - 15,5) =$	707
Kcal total =		34496

En vue d'établir les calculs sur une base uniforme, toutes les quantités de chaleur, y compris la perte par radiation, sont calculées pour une température ambiante de 15,5°, et en ce faisant on ne commet qu'une faible erreur.

Ce calcul fait voir de façon détaillée comment se répartit la chaleur du clinker à la sortie du four; il est intéressant de la comparer à la chaleur totale abandonnée par le clinker par minute, que l'on évalue comme suit:

$$118 \times (1181 - 15,5) \times 0,246 = 33840 \text{ Kcal.}$$

La chaleur totale du clinker à la sortie du four est ainsi quelque peu inférieure à la chaleur totale évaluée par le calcul détaillé. Il est probable que dans l'essai en question la température du clinker à la sortie du four a été estimée à un chiffre trop bas quand on s'est servi du calorimètre à eau.

APPENDICE.

Etablissement des formules du paragraphe (19). La formule fondamentale est

$$aQ = \frac{K \times A \times Td}{t} \dots \dots \dots (1)$$

Dans un four rotatif, la surface moyenne qui intervient dans l'écoulement de la chaleur par la garniture réfractaire par mètre courant de four est

$$\frac{\pi (D - d)}{2,3 \log \frac{D}{d}}$$

La méthode pour arriver à cette expression est donnée entre autres, dans "Mathematical Theory of Heat Conduction" (Théorie mathématique de la conductibilité thermique) par Ingersoll et Zobel, à l'occasion de la perte de chaleur des tuyaux calorifugés.

L'épaisseur t conformément à la définition de la conductibilité K , est exprimée en mètres, et est par suite égale à $\frac{D-d}{2}$, exprimés également en mètres.

En posant $Td = fT - sT$, nous avons en substituant dans (1):

$$aQ = \frac{K\pi (D-d) (fT - sT)}{2,3 \log \frac{D}{d} \times 50 (D-d)} = \frac{K\pi (fT - sT)}{115 \log \frac{D}{d}}$$

où aQ est la chaleur transmise en Kcal par mètre linéaire de four.

En divisant par πD , nous obtenons

$$Q = \frac{K (fT - sT)}{115 D \log \frac{D}{d}} \dots \dots \dots (2)$$

où Q est la chaleur dégagée par mètre carré superficiel de l'enveloppe.

$$\text{Posons } B = \frac{115 D}{K} \log \frac{D}{d}$$

nous pourrions écrire (2) sous la forme $Q = \frac{fT - sT}{B}$

$$\text{Mais } Q \text{ est aussi } = H (sT - aT) \dots \dots \dots (3)$$

$$\text{par suite } fT - sT = BH (sT - aT)$$

$$\text{et } fT = BH (sT - aT) + sT \dots \dots \dots (4)$$

L'expression de sT s'en déduit très aisément.

Etablissement de la formule (8), paragraphe (32).—La formule (2) du paragraphe (19) nous donne:

Chaleur écoulee par la garniture annulaire intérieure, par mètre linéaire de four et par heure

$$= Q \times \pi \times C D = \frac{\pi \times aK (aT - CT)}{115 X} \dots\dots\dots (1)$$

Chaleur écoulee par le garnissage annulaire extérieur par mètre linéaire de four et par heure

$$= Q \times \pi \times c D = \frac{\pi \times bK (CT - cT)}{115 Y} \dots\dots\dots (2)$$

Chaleur passant par la double garniture par mètre linéaire et par heure

$$= Q \times \pi \times c D = \frac{\pi \times K (aT - cT)}{115 Z} \dots\dots\dots (3)$$

Comme les quantités ci-dessus sont égales, (1) et (2) nous donnent:

$$\frac{aK (aT - bT)}{X} = \frac{bK (bT - cT)}{Y}$$

Pour avoir bT , écrivons $(aK \times aT - aK \times bT) Y = (bK \times bT - bK \times cT) X$
 $bT (bK \times X + aK \times Y) = aK \times Y \times aT + bK \times X \times cT$.

$$\text{Par suite } bT = \frac{aK \times Y \times aT + bK \times X \times cT}{bK \times X + aK \times Y} \dots\dots\dots (4)$$

Substituons cette valeur de bT dans (1) et (2), dont la somme est égale à (3)

$$\frac{aK}{X} \left[aT - \frac{aK \times Y \times aT + bK \times X \times cT}{bK \times X + aK \times Y} \right] = \frac{K (aT - cT)}{Z}$$

$$\frac{aK \times bK (aT - cT)}{bK \times X + aK \times Y} = \frac{K (aT - cT)}{Z}$$

$$\text{Par suite } K = \frac{aK \times bK \times Z}{bK \times X + aK \times Y} \dots\dots\dots (5)$$

(à suivre).

Au sujet des annonces.

TOUTES les demandes de renseignements concernant les annonces dans "International Cement and Cement Manufacture" doivent être adressées à Concrete Publications Limited, 20 Dartmouth Street, London, S.W.1, England.

Le texte de l'annonce doit parvenir à cet office au plus tard le 25 du mois précédant celui de la parution. Dans le cas où un nouveau texte ne serait pas parvenu à cette date, les éditeurs se réservent le droit de reproduire le texte précédent.

Dans le cas d'annonces devant être imprimées en plus d'une seule langue, on doit fournir soi-même les traductions. Si on le désire, les éditeurs se chargent de ce travail de traduction, mais il est entendu qu'ils ne pourraient assumer aucune responsabilité en ce qui concerne l'exactitude de la traduction.

C E M E N T

AND

CEMENT MANUFACTURE

DIE INTERNATIONALE ZEMENTZEITSCHRIFT IN VIER SPRACHEN.

DEUTSCHER TEIL

VERLEGT BEI CONCRETE PUBLICATIONS, LIMITED,
20, DARTMOUTH STREET, WESTMINSTER, LONDON, S.W.1, ENGLAND.
Erscheint am 20 jeden Monats. Preis 2 Shilling das Heft. Postfreier Jahresbezug 24 Shilling.

Neue Jugoslawische Zementnormen.

SEIT längerer Zeit arbeitete man in Jugoslawien daran neue Zementnormen zu schaffen, welche den Ansprüchen der Zeit genügen sollten. Diese Arbeiten, welche von einem ad hoc zusammenberufenen Ausschuss verrichtet worden sind, sind nun vor einiger Zeit zum Abschluss gekommen und im Folgenden sind die Hauptpunkte des Vorschlages für die jugoslawischen Portland-zementnormen gegeben, wie sie im Bauministerium in Belgrad zur Bestätigung vorliegen.

Die Definition „Portlandzement“ ist folgendermassen verfasst: „Portlandzement gewinnt man aus natürlichen Mergel oder einem künstlichen Gemisch aus Ton und Kalkstein, welches nach vollkommener Mischung, bis zum Sintern gebrannt wird und nachher gebrochen und fein vermahlen wird.“

Aus dieser Definition kann man ersehen, dass in Jugoslawien auch aus natürlichem Mergel einwandfreier Portlandzement gefertigt werden kann, was bei den überaus vollkommen und einwandfrei regelmässig zusammengesetzten zahlreichen Mergelvorkommen in Jugoslawien verständlich erscheint.

Für den hydraulischen Modul ist eine untere Grenze mit

$$1,7 < \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2 + \text{R}_2\text{O}_3}$$

festgesetzt, ohne dass ein Maximum bestimmt wäre. Der SO_3 -Gehalt ist mit einem Maximum von 3% begrenzt, der MgO -Gehalt ist maximal mit 5% bestimmt. Die obere Grenze der Zusätze zur Regelung der technischen Eigenschaften des Zementes ist mit 3% festgelegt, während das spez. Gew. nicht bestimmt wird, ebenso auch der Glüverlust nicht.

Zur Probenahme soll der Portlandzement aus sechs verschiedenen Stellen genommen werden und die 6 Muster in einer Menge von zusammen 15 kg sollen innig gemischt werden. Die Menge des Zementes, für welche mindestens ein Muster zu nehmen ist, wird nicht festgesetzt.

Hierauf folgen die Vorschriften des Arbeitsganges bei Bestimmungen der beiden Litergewichte, der Abbindezeit—welche mittels der Vicat-schen Nadel gemessen wird—und der Raumbeständigkeit, welche mittels normaler Kuchen

bestimmt werden soll. Bei der Bestimmung der Raumbeständigkeit sind 3 Kuchen vorgeschrieben. Alle drei kommen zuerst in den Abbindekasten auf 24 Stunden, worauf der Erste ins Trinkwasser gelegt wird, wo er 28 Tage verbleibt und hierauf nachgeprüft wird. Der zweite Kuchen kommt auf einen vor Sonnenstrahlen und Luftzug geschützten Ort und wird desgleichen nach 28 Tagen beurteilt. Der dritte Kuchen kommt in kaltes Wasser, welches innerhalb 30 Min. auf 100° C. gebracht wird und verbleibt danach durch 3 Stunden im kochenden Wasser. Massgebend ist das Verhalten des Kuchens, welches durch 28 Tage im Trinkwasser bei einer Temperatur von 15-18° C. gelegen ist.

Die Festigkeitsüberprüfung geschieht an Probekörpern, wie sie auf dem europ. Kontinent allgemein üblich sind und zwar in der Normalmörtelmischung Zement : Sand = 1 : 3. Bei der Verfertigung der Probekörper wird zuerst gut trocken gemischt, hierauf durch eine Minute mit dem Spatel nass gemischt und nachher im automatischen Mischer durch 20 Umdrehungen hindurch. Die Probekörper werden mit der automatischen Fallramme nach Klebe eingeschlagen, wobei für die Zugproben 120 Schläge eines 2 kg schweren Hammers aus einer Höhe von 25 cm vorgeschrieben sind, während die Druckprobekörper nach 150 Schlägen eines 3.2 kg schweren Hammers aus einer Höhe von 50 cm eingeschlagen sind. Die Menge des Wassers bei der Herstellung der Probekörper ist so zu bemessen, dass zwischen dem 90 bis 110-tem Schläge aus den Öffnungen in den Formen langsam Wasser auszutreten beginnt.

Zur Beurteilung der Festigkeiten verfertigt man für jedesmaliges Brechen 6 Probekörper, von welchen die schlechtesten zwei in die Berechnung des Mittelwertes nicht miteinbezogen werden.

1. In der Praxis werden folgende Zementarten unterscheidet :

(A) Gewöhnlicher Portlandzement.

(B) Spezial-Portlandzement.

2. In Hinsicht auf die Abbindezeit unterscheidet man :

(a) Schnellbindende Portlandzemente, deren Bindeanfang vor 15 Min. stattfindet.

(b) Mittel-bindende Portlandzemente, deren Bindeanfang in die Zeit zwischen 15 Min und 1 St. fällt.

(c) Langsam bindende Portlandzemente, deren Bindeanfang nach einer Stunde stattfindet.

Der Bindeprozess muss innerhalb 15 Stunden beendet sein.

3. Die Mahlfineinheit. Der Rückstand auf dem Siebe 900/cm² darf nicht über 3% betragen, der Rückstand auf dem Siebe 4900/cm² darf nicht über 25% betragen.

4. Die Raumbeständigkeit. Massgebend ist das Verhalten des Kuchens nach 28-tägiger Wasserlagerung, doch kann in dringen den Fällen die Koch-kuchenprobe genügen.

5. Die Festigkeit der Probekörper, welche nach den vorhergehenden Vorschriften verfertigt wurden, muss die in der folgenden Tabelle vorgeschriebenen minimalen Grenzen einhalten.

Für den gewöhnlichen, langsambindenden Portlandzement sind die Resultate nach 7 Tagen und die Resultate nach 28 Tagen komb. Lagerung massgebend, für den Spezialzement die Resultate nach 2 und 7 Tagen.

Die schnell- und mittelbindenden Portlandzemente sind durch diese minimalen Vorschriften nicht gebunden, sondern ist für die Festigkeiten ein separates Abkommen zwischen dem Lieferanten und dem Käufer notwendig.

Tage.	Lagerungsart.	Gewöhnlicher P.z.		Spezialportland z.	
		Zug.	Druck.	Zug.	Druck.
2	{ 1 Tag Luft }	—	—	20	240 kg/cm
	{ 1 Tag Wasser .. }				
3	{ 1 Tag Luft }	10	—	—	—
	{ 2 Tage Wasser .. }				
7	{ 1 Tag Luft }	16	180	28	400 kg/cm
	{ 6 Tage Wasser .. }				
28	{ 1 Tag Luft }	28	320	—	—
	{ 6 Tage Wasser .. }				
	{ 21 Tage Luft }				

6. Sonstige Lieferbedingungen. Der Portlandzement wird in Fässern von 200 kg und 180 kg brutto/netto oder Säcken von 50 kg b/n in den Handel gebracht. Auf der Embalage muss deutlich die Bezeichnung Portlandzement stehen samt Angabe des Gewichtes. Ohne besondere Bemerkung bezeichnet diese Aufschrift „Portlandzement“ einen gewöhnlichen und langsambindenden Portlandzement. Spezielle Fabrikate müssen in der Geschäftskorrespondenz und auch in der Aufschrift auf der Embalage deutlich bezeichnet werden und erkennbar sein.

Der Verkaufspreis versteht sich brutto für netto.

Der Staubverlust ist mit 2% begrenzt.

Im Allgemeinen lehnen sich die Normenvorschriften an die österreichischen Normen aus dem Jahre 1925, vor Allem in der Festigkeitsmessung nach 2 Tagen und in den Festigkeitswerten. Auch in der Gliederung in verschiedene Arten von Zementen jenachdem wie schnell sie binden, sind sie den öster. Normen ähnlich.

Elektrizität auf Portlandzementfabriken.

von HAL GUTTERIDGE.

DIE Verwendung von Elektrizität zur Verteilung der in modernen Zementfabriken erforderlichen Energie ist eine allgemeine. Es ist dieses deswegen so, weil die Elektrizität die besonderen Erfordernisse jener Industrie insofern erfüllt, als sie nach den weit verzweigten Punkten, an denen Energie gebraucht wird, verteilt werden kann und ein bequemes Mittel an Hand gibt, um die Belastungsfähigkeit jedes einzelnen Motors zu prüfen so, dass jede ungewöhnliche Belastung sofort bemerkt und die entsprechende Vorkehrung getroffen werden kann. Die Verwendung anderer Hilfsmittel wie einzelner Kraftmaschinen, zentraler Kraftmaschinen oder mechanischer Antriebe ist nicht wirtschaftlich in dieser Industrie durchzuführen.

Die Elektrizität liefert nicht nur ein System mit geringen Transmissionsverlusten sondern sie erlaubt auch, jede Maschine individuell zu treiben, und sie ermöglicht ein einfaches Verfahren, um den Wirkungsgrad jeder Einzelmaschine zu bestimmen. Sie kann entweder auf den Werken selbst erzeugt oder zu verhältnismässig niedrigem Pauschaltarif bezogen werden, und sie ermöglicht den Betrieb des Werks bei einem hohen Belastungsfaktor wegen

der individuellen Kontrollmöglichkeit jedes Motors. Weiter sind die Reibungsverluste im Vergleich zu allen anderen Systemen mechanischen Antriebs gering.

Erforderliche Energie.—Der Kraftbedarf einer Portlandzementfabrik ist notwendigerweise gross, da es im allgemeinen für ein Werk unwirtschaftlich ist, eine kleinere Leistung als 16 t per Stunde zu besitzen. Im allgemeinen ist es üblich mindestens einen Zweiofen-Maschinensatz zu haben so, dass im Falle einer Betriebsstörung an einem Ofen der andere Teil des Werks während der Reparaturen nicht stillgelegt zu werden braucht.

Die Menge benötigter Kraft hängt bis zu einem hohen Grade direkt von der Härte der verwendeten Rohmaterialien ab. Diese wechseln von weicher Kreide, die mit Wasser so gewaschen werden kann, dass sie sich innig mit Ton mischen lässt, bis zu hartem Kalkstein, der gebrochen und gemahlen werden muss, um ihn in den richtigen Zustand der Mahlfeinheit zu überführen. Bei weichen Rohstoffen beträgt die per Tonne hergestellten Zements benötigte Energie zwischen 75 und 90 Kilowatt-Stunden, und bei harten Rohmaterialien liegt der entsprechende Wert zwischen 85 und 110 Kilowatt-Stunden. Die gesamte benötigte Menge an Kraftereinheiten schwankt jährlich für eine Zementfabrik, die wöchentlich 2600 t oder 130000 t im Jahr erzeugt, zwischen $9\frac{1}{2}$ und 14 Millionen Einheiten.

Herkunft der Elektrizitätsversorgung.—Die Versorgung mit Elektrizität kann entweder von einer Erzeugungsstation auf dem Werk oder durch Bezug von draussen im Pauschalverfahren erfolgen. Die Verwendung der letzteren hängt von der Entfernung bis zur nächsten Liefergesellschaft und dem berechneten Preise ab, und es gibt besonders Uebersee viele Zementfabriken, wo eine Pauschallieferung nicht sich im Rahmen vernünftiger Entfernungen befindet, oder wo der Preis per Einheit zu hoch ist.

Wenn man die Wahl hat, so müssen viele Ueberlegungen in Rechnung gestellt werden, ehe man entscheiden kann, ob man den Strom durch Kauf erwerben will, oder ob man eine Anlage aufstellen und die Versorgung auf dem Werke selbst erzeugen will. Die Hauptüberlegung betrifft die Kosten der Kraft per Tonne Zement, die notwendigerweise nicht die gleichen zu sein brauchen wie die Kosten per gelieferter Einheit. Der Bezug von Energie kann auf der Verschiedenheit der berechneten Preise basieren. Ausser dem Preis per Einheit, der in Abhängigkeit vom Kohlenpreis ein gleitender sein kann, gibt es eine feste Berechnung per Kilowatt-Ampère im Quartal oder Jahr. Andererseits kann auch ein den Verbraucher begünstigender Gleitpreis mit Hinblick auf die entnommene Gesamtmenge berechnet werden.

Den, elektrischen Strom liefernden Gesellschaften bietet ein Zementwerk eine fast ebenso vollkommene Belastung wie irgend ein anderes Industriewerk. Sämtliche schweren Motoraggregate werden gewöhnlich kontinuierlich betrieben, und die Werke besitzen daher als Ganzes einen verhältnismässig hohen Belastungsfaktor von gewöhnlich etwa 0,8. Dieses ermöglicht es dem Erzeuger, den Preis per Einheit zu ermässigen, da die von der Kraftzentrale aufgewendete Energiemenge auf ein Minimum reduziert und bei kontinuierlichem Betrieb das Maximum an Einkünften auf das aufgewendete Kapital erhalten werden kann.

Wenn die Zementgesellschaft die Energie pauschal bezieht, so kann sie sich im allgemeinen auf weniger häufige Betriebsstörungen verlassen und bei der Versorgung eine grössere Elastizität ohne Belastungsverlust erhalten, um plötzlichen und länger andauernden Ueberlastungen zu begegnen; die Leitungen sollten möglichst doppelte sein, um Erzeugungsverlusten infolge möglichen Leitungsbruchs vorzubeugen. Weiterhin ist die Zementgesellschaft bei dem Pauschalbezug von der Notwendigkeit befreit, einen grösseren Kapitalbetrag in

der Aufstellung der eigenen Kraftzentrale anzulegen, der, um eine konstante Versorgung zu sichern, eine doppelte Nebenanlage notwendig macht. Bei der Erzeugung auf dem Werk ist es nötig, Vorkehrungen zu treffen für eine konstante Versorgung mit Oel oder Kohle und für die Verwendung der anfallenden Aschen. Es muss für die Kraftstation ein Platz reserviert werden mit passender Berücksichtigung einer reichen Wasserversorgung für die Kessel und Kondenser, und ein Stab von besonders gelernten Leuten muss unterhalten werden. Ueberdies ist wegen des Zementstaubs eine Zementfabrik kein idealer Platz für eine Kraftanlage, wenn eine andere und genügend grosse Versorgungsquelle erreichbar ist.

Beziehbare Spannungen.—Die Spannungen, mit denen Elektrizität im Pauschalbezug nach dem Gitter-System zur Verfügung steht, nehmen zu. Es ist heute an einzelnen Stellen möglich, eine Versorgung mit 132000 Volt zu erhalten, doch ist es üblicher 33000 Volt zu übertragen, wenn merkbare Distanzen überbrückt werden sollen. Bei kurzen Entfernungen sind 6600 oder 3300 Volt gebräuchlich. Die hohen Spannungen werden nicht notwendigerweise mit diesen Spannungen erzeugt, sondern oft mit einer niedrigeren Spannung und dann durch Transformatoren auf die, für die zur Transmission erforderliche Spannung gesteigert.

Praktisch genommen erzeugen alle Kraftzentralen Wechselstrom, gewöhnlich Dreiphasen-Wechselstrom mit einer Frequenz von 50 Perioden. Gleichstrom findet man nur an vereinzelter Kraftstationen, die auf sehr kleine Entfernungen zu übertragen haben. Die Spannung der Wechselstroms kann leicht erhöht oder reduziert werden durch stationäre Transformatoren, die keine beweglichen Teile besitzen, wenig Wartung erfordern und einen verhältnismässig hohen Wirkungsgrad besitzen.

Kraftzentrale auf dem Werk.—Bei einer Kraftzentrale auf dem Werk, deren Aufgaben auf die Versorgung des Werks allein und daher auf verhältnismässig kurze Leitungen begrenzt sind, sind die massgebenden Gesichtspunkte sehr verschieden. Ist die Belastung hoch und erlaubt sie die Verwendung von Turbogeneratoren, so ist es angezeigt, Wechselstrom dem Gleichstrom vorzuziehen. Bei Gleichstrom dürfte sich die Installation einer Turbine, wenn nicht überhaupt unmöglich, kostspielig gestalten. Bei der Frage nach einer Frequenz von 50 oder 25 Perioden kann der Vorteil eines grösseren Spielraums der Motorengeschwindigkeiten, welche die höhere Frequenz liefert, auf Zementfabriken nicht angewendet werden, weil fast sämtliche Motorengeschwindigkeiten reduziert werden müssen und die Genauigkeit der Motorengeschwindigkeiten kein Gegenstand von erster Bedeutung darstellt, mit Ausnahme beim Antrieb des Ofens, wo spezielle Vorkehrungen getroffen sind, um innerhalb einer vorbestimmten Grenze eine genaue Geschwindigkeit zu erteilen. Der Preis eines 50 Perioden Motors ist niedriger, doch ist das Anlassdrehmoment eines 25 Perioden Motors grösser. Hinsichtlich des Wirkungsgradkoeffizienten besteht kein Unterschied zwischen beiden.

Die Frage der Spannung ist eine, die in sehr grossem Masse durch die Grösse der Motoren bedingt wird. Alle Motore von über 100 PS Stärke können auf hohe Spannung wie auf Normalspannung von 2200 oder 3300 Volt eingestellt werden, und es ist sowohl finanziell wie technisch unwirtschaftlich, Motore aufzustellen, deren Windungen auf hohe Spannung eingestellt sind, wenn sie unterhalb dieser Maschinenleistung liegen. Die Motore mit über 350 brit. PS können auf Spannungen bis zu 6600 Volt eingestellt werden, doch geschieht dieses nicht oft, da 2200 oder 3300 Volt häufiger zur Anwendung gelangen. Hinsichtlich der Motore von über 100 PS besteht noch eine gewisse Meinungsverschiedenheit, ob ihre Windungen auf hohe oder niedrige

Spannungen eingestellt werden sollen. Man findet auf kürzlich erbauten Zementfabriken Beispiele für beide Ansichten, doch neigt die Tendenz offenbar in Richtung der hohen Spannung, besonders wenn die Werke grosse räumliche Ausdehnung und Einzelmotore von grosser Kraft besitzen. Für Motore unterhalb 100 PS wird die Spannung im allgemeinen auf 400-440 Volt reduziert.

Transformatoren.—In allen modernen Zementfabriken sind Transformatoren eine Notwendigkeit. Die Versorgung erfolgt entweder mit hoher Spannung und muss für die kleineren Motore, wenn nicht auch für die grösseren, transformiert werden, oder aber der Strom wird auf dem Werk mit einer Spannung von, sagen wir, 3300 Volt für die grösseren Motore erzeugt und für die kleineren Maschinen transformiert.

Hinsichtlich der Transformierung können die Werke in drei Gruppen eingeteilt werden und zwar: grosse Motore von 100 PS aufwärts, Motore unterhalb 100 PS und Beleuchtung. Die erste Gruppe kann untergeteilt werden in Motore von etwa 350 PS und darüber, deren Windungen auf 6600 Volt eingestellt sind und Motore zwischen 100 und 350 PS Stärke, die aus technischen Gründen auf 3300 Volt begrenzt sind. Im allgemeinen jedoch sind Motore von 100 PS und darüber auf eine Spannung von 2200 oder 3300 Volt und die kleineren Maschinen auf eine solche von 400 bis 440 Volt eingestellt. Die Beleuchtung wird im allgemeinen aus den 400/440 Volt Transformatoren zwischen der äusseren und der neutralen Leitung erhalten, wobei die Spannung 230 bis 250 Volt beträgt. Nebentransformer für Beleuchtung sollte zur Benutzung, wenn die Krafttransformatoren stillliegen, vorhanden sein.

Es erhebt sich gelegentlich eine Kontroverse darüber, ob Dreiphasen-Einheiten oder Einphaseneinheiten für die Haupttransformatoren zu installieren sind. Bei Dreiphasen-Motoren dürfte eine vollständige Einheit als Reserve vorhanden sein, die durch eine Umschaltvorrichtung sofort für den Fall einer Störung eingeschaltet werden kann. Wenn drei Einphaseneinheiten angewendet werden, so wird eine vierte Einheit in Reserve gehalten, doch wird trotz komplizierten Schaltwerks wertvolle Zeit verloren, um diese Einheit erforderlichenfalls in Gang zu setzen. Zwei Dreiphaseneinheiten, von denen eine als Reserve dient, dürften nur wenig mehr kosten als vier Einphaseneinheiten, dafür aber sehr viel wirkungsvoller und anpassungsfähiger bei einer Störung sein.

Korrektur des Leistungsfaktors.—Die Wichtigkeit eines hohen Leistungsfaktors und die daraus resultierende Reduktion der Betriebskosten infolge des Berechnungssystems der im Pauschale liefernden Gesellschaft werden nicht immer von den Zementfabrikanten gebührend gewürdigt. Mit Rücksicht auf den kontinuierlichen Betrieb ihres Maschinenparks sind sie in der Lage, aus dem in einer besonderen für die Verbesserung des Leistungsfaktors ihrer Motore vorgesehen Anlage, investierten Kapital eine hohe Verzinsung zu erhalten. Es ist nicht ungewöhnlich, dass der mittlere Leistungsfaktor erheblich unter 0.75 liegt, obwohl die notwendigen Apparaturen, um ihn zu verbessern eingebaut sind, und es ist gar kein Grund dafür vorhanden, warum dieser nicht auf etwa 0.97 verbessert, sofern die feste Berechnung per KWA es erlaubt, und so eine beträchtliche Ersparnis in den Betriebskosten erreicht werden kann.

Die Kosten der Energielieferungen hängen bei dem Wechselstromsystem im allgemeinen von dem Leistungsfaktor wie von der gesamten Energiemenge ab. Bei niedrigem Leistungsfaktor wird der durchschnittlich erforderliche Strom für einen gegebenen Verbrauch an Energie vermehrt und macht eine Steigerung der Grösse der Generatoren, Kabel und Transformatoren notwendig. Ueberdies sind die Transmissionsverluste grösser, und es resultiert eine schlechtere

Spannungsregulierung. Doch werden der Brennstoffverbrauch und die Grösse der Maschinen durch die vermehrten Uebertragungsverluste nur in geringem Masse beeinflusst.

Bei einer aus Induktionsmotoren bestehenden Belastung, welche nachteiligen Strom nehmen, wird der Leistungsfaktor des ganzen Systems verbessert werden durch einen Apparat, der voreilenden Strom nimmt. Es existieren viele Typen von Apparaten, die zur Korrektur des Leistungsfaktors verwendet werden, einschliesslich Einzelpol-Synchronmotoren, Synchron-Asynchron-oder Synchron-Induktionsmotoren, kompensierten Motoren, Phasenschiebern zum Gebrauch mit bestehenden Motoren und statischen Kondensatoren. Diese werden die gesamte notwendige wattlose Menge an KWA versorgen, um, bei Anwendung auf nur einen bestimmten Teil der Belastung, den Leistungsfaktor der ganzen Belastung auf den notwendigen Wert wirtschaftlichen Betriebes zu steigern. Einzelpol-Synchronmotoren sind für Antriebe in Zementfabriken nicht geeignet wegen ihrer schlechten Anlasseigenschaften, und wenn sie zur Leistungsfaktor-Korrektur verwendet werden, würde es erforderlich sein, sie als stromlose Synchronmaschinen zu verwenden, die allgemein als Synchron-Kondensatoren bekannt sind.

Bei neuen Werken ist es kein guter Brauch, langsamlaufende Induktionsmotoren mit niedrigem Leistungsfaktor aufzustellen, um dann die Korrektur des Leistungsfaktors durch eine zusätzliche Apparatur vornehmen zu müssen. Die langsam laufenden grossen Motoren sollten den Typ der Synchron-Induktion oder der Induktion mit Phasenschiebern besitzen, womit der niedrige Leistungsfaktor ausgeschaltet wird und es gleichzeitig möglich ist, den Leistungsfaktor der ganzen Werksbelastung zu korrigieren, wenn es gewünscht wird, den Leistungsfaktor der ganzen Werksbelastung zu korrigieren. Wenn es gewünscht wird, den Leistungsfaktor einer bestehenden Fabrik zu verbessern, hängt die Wahl der Typen hauptsächlich von den lokalen Bedingungen ab, doch wird man sich mit Rücksicht auf die Unterhaltung zu überlegen haben, dass die rotierenden Typen einen Kollektor und Bürsten haben müssen und periodische Wartung erfordern. Der statische Kondensator andererseits benötigt praktisch keinerlei Wartung, da er keine beweglichen Teile besitzt. Die Verwendung von Phasenschiebern zur Verbesserung des Leistungsfaktors bestehender Anlagen ist ausserordentlich im Kommen.

Beispiel für die Ersparnisse durch Korrektur des Leistungsfaktors.

Wir wollen als Beispiel annehmen; ein Zementwerk mit einer Belastung von 2600 Kilowatt und einem Leistungsfaktor von 0,8 mit Induktionsmotoren im ganzen Werk. Die Zahl der jährlich verbrauchten Einheiten beträgt 15 Millionen und der Preis beträgt per Einheit 3,83 Pfennige und RM. 61,20 per Kilowatt-Ampere jährlich. Es ist beschlossen worden, den Leistungsfaktor auf 0,97 durch Aufstellung einer Apparatur zur Korrektur des Leistungsfaktors im Preise von RM.61 290—zu verbessern.

Der Verbrauch wird betragen:

	KWA
Ohne Apparatur 2600 KW mit 0,8 Leistungsfaktor	$\frac{2600}{0,8} = 3250$
Mit Apparatur 2600 KW mit 0,97 Leistungsfaktor	$\frac{2600}{0,97} = 2680$
Rückgang im Verbrauch:	570
Brutto-Ersparnis 570 KWA zu RM.61,20	RM. im Jahre 34935
Aufwand für Verzinsung und Abschreibungen mit 5% jährlich	6129

Die auf die Aufstellung der Apparatur folgenden elektrischen Verluste sollen ausgeglichen sein durch die Ersparnisse an Verteilungsverlusten infolge Transformierens und der niedrigeren Spannung.

Die Netto-Ersparnis jährlich kann also wie folgt festgestellt werden:

- | | |
|--|-------------|
| 1. Brutto Ersparnis aus dem Rückgang an KWA-Verbrauch im Jahre | R.M. 34 935 |
| 2. Davon ab Aufwand für Zinsen und Abschreibungen | R.M. 6 129 |

Jährliche Netto-Ersparnis	R.M. 28 806
-----------------------------------	-------------

Dieser Wert zeigt die Minimalersparnis nur infolge der Korrektur des Leistungsfaktors an.

Vergleich der Gesamtkosten per Einheit bei Lieferung mit einem Leistungsfaktor von 0,8 und nach der Korrektur mit einem solchen von 0,97.

GESAMTSTROMKOSTEN BEI EINEM LEISTUNGSFAKTOR VON 0,8.

3250 KWA zu RM.61,20 per KWA	198 900
15 Millionen Einheiten zu 3,83 Pfgen. per Einheit	573 750

R.M. 772 650

Also betragen die Kosten per gelieferter Einheit bei einem Leistungsfaktor von 0,8:

$$\frac{772\,650 \times 100}{15\,000\,000} = 5,15 \text{ pfennige per Einheit.}$$

GESAMTSTROMKOSTEN IM JAHR MIT EINEM LEISTUNGSFAKTOR VON 0,97.

	R.M. im Jahre
2680 KWA zu RM.61,20 per KWA	164 016
15 Millionen Einheiten zu 3,83 Pfgen. per Einheit	573 750

R.M. 737 766

Also betragen die Gesamtkosten per gelieferter Einheit bei einem Leistungsfaktor von 0,97

$$\frac{737\,766 \times 100}{15\,000\,000} = 4,91 \text{ pfennige per Einheit.}$$

Die Nettoersparnis der Gesamtkosten per gelieferter Einheit beträgt also bei Steigerung des Leistungsfaktors von 0,8 auf 0,97

$$5,15 - 4,91 = 0,24 \text{ Pfennige per Einheit.}$$

Die Reduktion der Gesamtstromkosten per Tonne hergestellten Zements beträgt, wenn man 100 Einheiten Verbrauch per Tonne Zement annimmt, $100 \times 0,24 = 24$ Pfennige per Tonne.

Erzeugt die Fabrik jährlich 150 000 t, so würde der Preis für gelieferten Strom sich ermässigen auf

$$\frac{150\,000 \times 24}{100} = 36\,000 \text{ R.M.}$$

Wenn man wie vorher für die Verzinsung des Kapitals und Abschreibungen den gleichen Wert annimmt, so betrüge die Nettoersparnis

$$36\,000 - 6\,120 = \text{R.M. } 29\,880.$$

Weiteres Beispiel für die Korrektur des Leistungsfaktors.

Das vorherige Beispiel betrifft den Fall eines bestehenden Werkes. Wir wollen indessen annehmen, dass ein neues Werk errichtet werden soll, bei dem, wenn durchweg Induktionsmotoren aufgestellt wurden, der Leistungs-

faktor 0,8 bei einer Belastung von 2.600 KW ist. Welche Extraausgaben würden sich durch die Aufstellung einer Anlage zur Korrektur des Leistungsfaktors, um diesen auf 0,97 zu verbessern, ergeben? Wir nehmen als Beispiel Synchron-Asynchronmotore, die gelegentlich als synchrone Induktionsmotore bezeichnet werden, und die anstelle von Induktionsmotoren für die schweren Antriebe, wie Roh- und Klinkermühlen, benutzt werden können. Bei einer Fabrik der Grösse, wie wir sie betrachten, dürften drei oder auch vier solche Motore mit einer Leistung von 550 brit. PS vorhanden sein. Wenn sie von dem Induktionstyp sind, so dürften sie einen Wirkungsgrad von 93% und einen Leistungsfaktor von 0,9 besitzen.

Die Gesamtbelastung mit durchweg Induktionsmotoren würde jetzt bei einem Leistungsfaktor von 0,8 2.600 KW betragen, d.h. die gesamte KWA-Menge ist 3,250 und der wattlose KWA-Strom ist $\sqrt{3,250^2 - 2,600^2} = 1,950$ KWA.

Die drei 550 brit. PS starken Induktionsmotoren würden erfordern: $1,650 \times 0,746 = 1,324$ KW bei einem Leistungsfaktor von 0,9 oder eine

Gesamtmenge von 1,471 KWA und mit dem wattlosen KWA-Strom $\sqrt{1,471^2 - 1,324^2} = 643$ KWA.

Die verbleibende Belastung, welche als Belastung eines Induktionsmotors verbleibt, ist $2,600 - 1,324 = 1,276$ KW, und der wattlose KWA-Strom dieser Belastung muss ebenso gross sein wie die Differenz zwischen dem gesamten wattlosen KWA-Strom und dem durch die drei, je 550 brit. PS starken Motoren verbrauchten, nämlich $1,950 - 643 = 1,307$ KWA.

Das Problem besteht jetzt darin, festzustellen, wieviel voreilender wattloser KWA-Strom eingeführt werden muss, um die gesamte Belastung von 2,600 KW auf einen Leistungsfaktor von 0,97 zu bringen.

Die gesamte KWA-Menge von 2.600 KW bei Leistungsfaktor 0,97 ist 2,680, und der wattlose KWA-Strom ist gleich $\sqrt{2,680^2 - 2,600^2} = 650$.

Da die unverändert gebliebene Belastung einen wattlosen KWA-Strom von 1,307 hat, müssen wir mit den drei, 550 brit. PS starken Motoren einen voreilenden wattlosen KWA-Strom von $1,307 - 650 = 657$ KWA zuführen. Folglich ist die gesamte KWA-Menge, die durch die drei 550 brit. PS starken Motore verbraucht wird, gleich $\sqrt{1,324^2 + 657^2} = 1,473$ und der voreilende Leistungsfaktor $1,324/1,473 = 0,895$.

Das Ergebnis dieser Untersuchung besteht darin, dass, wenn wir drei Synchron-Induktionsmotoren, deren jeder 550 brit. PS stark ist, mit einem voreilenden Leistungsfaktor von 0,895 zur Aufstellung bringen, an Stelle von drei Induktionsmotoren gleicher Stärke mit einem verzögernden Leistungsfaktor von 0,9, wir eine Gesamtbelastung von 2.600 KW bei einem nacheilenden Leistungsfaktor von 0,97 anstatt 0,8 erhalten dürften.

Der Preis der drei Synchron-Induktionsmotoren dieser Grösse würde den Preis für gewöhnliche Induktionsmotore um ungefähr RM.18.360.—übersteigen. Wenn wir die Kosten für Abschreibungen und Zinsen auf die vermehrte Kapitalsanlage wie vorher in Rechnung stellen, so dürfte die jährliche Ersparnis sich auf RM.33.048.—bzw. RM.33.864.—steigern, und der Mehrpreis der teureren Maschinen würde in sieben Monaten heraus gewirtschaftet sein.

Einzelantriebe.—Die Zahl der auf einem Zementwerk erforderlichen Einzelantriebe liegt im allgemeinen zwischen 35 und 50, von denen die grössten die Motore zum Trieb der Klinkerverbundmühlen von 500 bis 650 PS Stärke sind und der kleinste der mit regulierbarer Geschwindigkeit laufende 2 PS starke Motor zum Antrieb der Ofen-Löffelspeisevorrichtung ist. Die folgende

Liste gibt eine grobe Uebersicht über die Einzelheiten der Motore in einem Werk unter Anordnung nach der Pferdekraftstärke. Die Zahl der Motore und ihrer Stärke muss den Verhältnissen auf jedem Werk mit Rücksicht auf Leistung Anordnung der Einheiten und verwendetes Rohmaterial angepasst sein.

In der Tabelle (Seite 1178 und 1179) lautet der seitliche Text: (1) Klinkermühlen, (2) Rohmühlen; (3) Backenbrecher; (4) Kohlenmühlen; (5) Waschmühlen und Pumpe; (6) Saugzuggebläse; (7) Oefen; (8) Luftkompressor (Schlammrührung); (9) Trockenvorrichtung für Rohmaterialien und Kohle; (10) Schlammpumpe; (11) Schlammischer (Sonnen- und Planetensystem); (12) Kühlrohre; (13) Gipsanlage; (14) Kohlenelevator, Transporteur und Magnetscheider; (15) Klinker- und Kalksteinelevatoren; (16) Zementabziehvorrichtung und Transporteur, Zementelelevator und Transporteur zur Silofüllung; (17) Zementstaubsammelungsanlage; (18) Mischer für Rohmehlschlamm; (19) Reserve; (20) Klinkertransporteur unter den Kühlrohren; (21) Elevator und Transporteur zur Packanlage; (22) Packanlage; (23) Schlammüberlauf-Abziehen des Staubs; (24) Wasserpumpen; (25) Reparaturwerkstätten; (26) Reserve; (27) Speiseteller für Kohle; (28) Speiseteller für Gips; (29) Wasserpumpen; (30) Reserve; (31) Löffelspeisung zum Ofen.

Die senkrechten Spalten unterrichten über folgende Punkte: (a) Zweck, zu welchem der Motor verwendet wird; (b) Anzahl der Motore („or more“ = oder mehr); (c) veranschlagte Pferdekkräfte; (d) Tourenzahl; (e) Wirkungsgrad (I. bei voller Belastung, II. bei $3/4$ der vollen Belastung); (f) Leistungsfaktor (I. bei voller Belastung, II. bei $3/4$ der vollen Belastung); (g) Anlassdrehmoment; (h) Art der Antriebs („direct gearing“ = direktes Getriebe, „belt“ = Treibriemen, „belt or gearing“ = Treibriemen oder Getriebe); (i) Art des Motors („synchronous induction“ = synchrone Induktion, „constant speed slip-ring“ = Schleifringmotor mit gleichbleibender Tourenzahl, „variable speed slip-ring“ = Schleifringmotor mit verstellbarer Tourenzahl, „constant high-torque squirrel-cage“ = Kurzschlussmotor mit gleichbleibendem hohem Anlassdrehmoment).

Die Zahl der verschiedenen Motortypen sollte so niedrig wie mit dem Wirkungsgrad vereinbar gehalten werden, damit die Zahl der Reservemotore möglichst klein ist. Es muss auch besondere Sorgfalt bei der Einschätzung der erforderlichen Pferdekraftstärken getroffen werden, damit ein vernünftiges Mehr an Energie vorhanden ist, um den groben Beanspruchungen und dem hohen erforderlichen Anlassdrehmoment auf Zementwerken zu genügen.

Motorarten. — *Schleifring- und Kurzschlussmotore.* — Alle Motore einer Zementfabrik mit Ausnahme der Kleinsten verlangen ein hohes Anlassdrehmoment; Oefen und Mühlen insbesondere haben ein beträchtliches Trägheitsmoment, das beim Anlaufen zu überwinden ist, und sie erfordern wenigstens ein doppeltes Anlassdrehmoment bei voller Belastung. Diese Aufgaben sprechen für Schleifringmotore, die ein hohes Anlassdrehmoment liefern, obwohl die Anschaffungskosten dieser Motorart höher sind als die der Kurzschluss-type. Es ist nicht ratsam, besondere Motore mit Eigenwiderstand in Zementfabriken aufzustellen, um diesem Zwecke zu dienen, wegen der herrschenden rauen Bedingungen und wegen der Notwendigkeit, einen besser geschulten Arbeiterstab zur Wartung dieser Motorenart unterhalten zu müssen. Schlammumpen, Transporteure Mischer, Elevatoren usw. verlangen ein weniger hohes Anlassdrehmoment, nämlich nur ein Drittel der vollen Belastung; Kurzschlussmotore mit Stern-dreieck-anlasser erfüllen diese Forderung und sind billiger als Schleifringmotore.

Motore mit regulierbarer Geschwindigkeit.—Die einzigen Motore, bei denen die Geschwindigkeit verstellbar sein muss, sind die zum Antrieb des Ofengebläses und der Löffelspeisung von Rohschlamm. Der Grad der erforderlichen Geschwindigkeitsregulierung geht bis auf 50% unter die normale Tourenzahl herunter. Dieses wird erreicht durch Widerstände im Rotorkreis der Schleifringmotore. Umschalter vom Walzentyp, welche auf der Brennplattform aufgestellt sind, regulieren die Widerstände so, dass der Brennmeister volle Kontrolle dieser Antriebe besitzt, ohne die Brennplattform verlassen zu müssen.

Reservemotore.—Da Zuverlässigkeit des Betriebes wesentlich ist, ist es ratsam, sich in jeder Weise gegen Störungen zu sichern und, wenn Störungen eintreten, vollständige und schnelle Vorrichtungen zu besitzen, um diese zu beheben. Die erste Vorsorge besteht in dem Besitz schnell greifbarer Motore und darin, einen Reservemotor betriebsfertig zu haben, um, wenn notwendig, das Auswechseln sofort vorzunehmen. Bei dem allgemeinen Entwurf einer elektrischen Anlage wird jede Anstrengung gemacht, um die Zahl der verschiedenen Motore auf ein Minimum zu reduzieren so, dass es praktisch ist, von jeder Motorengrösse mit Ausnahme der grossen eine in Reserve zu haben. Eine weitere Vorsichtsmassnahme besteht darin, dass man die sechs Bürsten eines Dreiphasenmotors so herausbringt, dass eine Störung oder eine verbrannte Spule in wenigen Minuten lokalisiert werden kann. Die Sonderkosten sind im Vergleich zu der Annehmlichkeit, die Eingangswindungen greifbar zu haben, zu vernachlässigen.

Ventilation.—Bei den grösseren Motoren ist völlige Kapselung im allgemeinen nicht praktisch, und es ist daher nötig, grosse Lufträume von genügender Weite vorzusehen, um angemessene Luftkühlung oder ein Lüftungssystem vorzunehmen. Die Mühlen zum Mahlen von Klinker und Rohmaterial sind gewöhnlich gruppenweise aufgestellt, so dass ihre Motore in staubfreien Räumen von genügender Grösse stehen, um für angemessene Kühlung zu sorgen oder, wenn dieses nicht der Fall ist, so wird die Temperatur auf einer vernünftigen Höhe durch die Einrichtung eines Lüftungssystems gehalten. Was rohventilierte Motore angeht, so sollte sämtliche Ventilationsluft wirksam filtriert sein, und, wenn dieses nicht geschieht, werden die Motore Ablagerungen von Zementstaub an Stellen ansammeln, an denen die Luft an die Windungen stösst und dadurch mehr leiden, als wenn kein direktes Lüftungssystem installiert worden wäre. Im Falle solcher Motore wie für den Ofen und das Gebläse, die sowohl der Hitze wie dem Staub ausgesetzt sind, ist eine spezielle Lüftung nötig. Für die kleineren Motore ist die Type des gewöhnlichen, gekapselten und ventilierten Lagerschilds das beste.

Pflege der Motore.—**Entfernung von Staub.**—Staub ist mehr oder weniger unvermeidlich anwesend auf Zementfabriken, und den Motoren muss ständige Beachtung geschenkt werden, zumal besonders die meisten kontinuierlich laufen. Motore vom offenen Typ müssen so oft ausgeblasen werden, wie ihre Stellung im Werke es erfordert. Je näher sie sich den Klinker- oder Kohlenstaubaufbereitungsmühlen befinden, um so mehr Pflege werden sie erfordern. Zu diesem Zweck ist das Ideal ein System von Rohren, das an jeden Motor angeschlossen ist, um Luft unter Druck einzuführen, wofür ein fahrbarer elektrisch betriebener Luftkompressor dient.

Luftspaltprüfung.—Die Wichtigkeit, die Luftspalten oft zu prüfen, kann nicht häufig genug angeraten werden. Ein Satz Taster, welche lang genug sind, um durch die ganze Länge des Spulenkernes hindurchzukommen, sollte zu diesem Zwecke benutzt werden. Wird in den Luftspalten von Anfang an keine Verkleinerung bemerkt, so werden sich schnell Störungen entwickeln.

Verteilung.—*Hauptschalttafel.*—Zur Steuerung der herausgehenden Hochspannungs-Zufuhrkabel (3300 bis 6600 Volt) kann die Schalttafel entweder aus einem eisernen Rahmen sein oder Zellentyp besitzen. Bei niedriger Spannung (440 Volt) hat die Schalttafel im allgemeinen eisernen Rahmen, besitzt aber gelegentlich auch Zellentyp. Der „Wagen“-Zellentyp hat den Vorteil, dass die Apparatur auf einem Wagen montiert ist, der zu Zwecken der Inspektion und Reparatur vollkommen zurückgezogen werden kann. Der Wagen kann nur zurückgezogen werden, wenn der Oelschalter offen ist, und das Zurückziehen veranlasst das Herunterfallen einer Klappe, welche die Löcher, durch welche die beweglichen Kontakte eingeführt werden, um auf den Sammelschienen mit den festen Kontakten vereinigt zu werden, vollkommen so bedeckt werden, dass kein Kontakt mit leitendem Metall möglich und die grösste Sicherheit für den Arbeiter gewährleistet ist.

Zufuhrkabel.—Es ist in Zementfabriken nicht ungewöhnlich, dass die elektrische Anlage häufigen Ueberlastungen ausgesetzt ist und bei Festlegung der Kabelgrössen muss dieses besonders berücksichtigt werden. Allgemein gesprochen sollten die Verteilerkabel 25 bis 30% grösser sein als der normalen Belastung des Stromkreises entspricht. Mit Rücksicht auf die verzweigte Natur einer Zementfabriksanlage und die Anwesenheit grosser Einzelmotore ist es üblich, die Motore von einer Verteilerstelle zu gruppieren. Die Hauptschalttafel und die Transformatoren werden so nahe an der Stelle schwerster Belastung, wie es bequem ist, angeordnet; dieses ist die Klinkermühle und der Rest der Motore wird unter Berücksichtigung der Belastung, Entfernung von der Hauptschalttafel und der Zahl der Speisekabel gruppiert. Im allgemeinen stellt es sich heraus, dass die Fabrik in sechs Hauptgruppen aufgeteilt werden kann die, nach der Reihenfolge ihrer Pferdekräfte geordnet, folgende sind:

- (1) Klinkermühlen mit Elevatoren und Transporteuren,
- (2) Rohmaterialaufbereitung, Elevatoren und Transporteure,
- (3) Kohlenmühlen,
- (4) Schlammischer und Pumpen,
- (5) Öfen,
- (6) Abziehen von Zement, Packanlage, Reparaturwerkstätte und Beleuchtung.

Unter-Verteilungstafeln.—An einer bequem gelegenen Stelle innerhalb jeder Gruppe wird eine Unter-Verteilertafel mit ausgehenden Kabeln zu jedem Motor eingerichtet. Die Werkstätten- und Beleuchtungsstromkreise sollten so angeordnet werden, dass sie umgeschaltet werden können zur Reserveversorgung.

Schaltanlage.—Wenn man die Frage der geeigneten Typen von Schaltanlagen behandelt, so ist es nötig, sich darüber klar zu sein, dass die Schaltanlage bei Gegenwart von feinem Zementstaub zu arbeiten hat, der in jede Spalte dringt, und es muss daher jede Anstrengung gemacht werden, dass man eine Schaltanlage besitzt, welche durch Staub nicht geschädigt wird. Eine in Öl getauchte Schaltanlage liefert diesen Schutz ohne damit die Einfachheit der Konstruktion zu opfern; neuerdings sind indessen grosse Fortschritte mit vollkommen gekapselten, luftdicht geschlossenen Schaltern gemacht, die gebührende Würdigung finden sollten.

Zur Regulierung des Magnetgehäuses von Schleifringmotoren wird allgemein ein eisengekapselter Oelschalter verwendet mit Ueberlastungsauslösung und ohne Spannungssicherung, und zur Regulierung der wechselnden Geschwindigkeiten haben Schleifringmotore überdies Schaltwalzen mit Widerständen. Kurzschlussmotore sind mit Oelschaltern vom Stern dreieckstyp oder Selbst-Umformern mit Maximalauslösung und ohne Spannungssicherung ausgestattet.

Zum Anlassen von Schleifringmotoren ist mit Rücksicht auf die schwer zu

bewegenden Massen, die äusserst allmähliche Beschleunigung notwendig machen, der Flüssigkeitsstarter der geeignetste. Er sollte mit Schaugläsern für jede Phase ausgerüstet sein, damit das Flüssigkeitsniveau mit einem Blick gesehen werden kann. Die gegenseitige Verriegelung des Flüssigkeitsanlassers und des Hauptschalters sollte stets so vorgenommen werden, dass der Hauptschalter nicht mit dem Flüssigkeitsanlasser bei „Voll“-Stellung geschlossen werden kann. Die Autosynchron-Motore der grösseren Aggregate werden ebenso wie gewöhnliche Schleifringmotore mittels Anlassern im Kurzschluss gestartet. In dem Masse wie der Motor die Synchrongeschwindigkeit erlangt, laden die mit den Motoren gekuppelten Erregermaschinen ihre Vollspannung auf, und die Motore laufen synchron und fahren fort als Synchronmotore zu laufen. Sie werden nicht aus der Phase unter gewöhnlicher Ueberlastung fallen, da sie eine grosse Ueberlastungskapazität besitzen; wenn jedoch irgend eine abnorme Belastung genügen sollte, um die Motore aus der Phase zu bringen, werden sie als Induktionsmotore laufen bis zum Abfallen der Ueberlastung, worauf die Motore wieder in ihre Phase fallen und erneut als Synchronmaschinen laufen. Ist auch noch ein Phasenschieber angebracht, so ist ein Umschalter notwendig, um den Phasenschieber in den Stromkreis dann einzuschalten, wenn der Motor seine Normalgeschwindigkeit erreicht hat. Alle schweren Maschinen sollten ausnahmslos mit Kontaktknöpfen zum Anhalten ausgerüstet sein. Zur Regulierung eines synchronen Induktionsmotore muss man überdies einen Umschalter besitzen, um die Gleichstrom erzeugende Erregermaschine zu steuern.

Das Erden.—Die Frage des Systems der Erdung ist von Wichtigkeit; es scheint keine Veranlassung dafür vorhanden zu sein, warum der Sternpunkt geerdet werden soll, und im allgemeinen ist ein isolierter Mittelleiter vorzuziehen. Es sollte ein Anzeiger für Undichtigkeiten an der Schalttafel in der Kraftzentrale eingebaut sein, damit Fehler in ihren ersten Anfängen entdeckt werden können. Alle Metallteile sollten richtig und vollkommen geerdet sein.

Schluss.—Die Verwendung von Elektrizität liefert das beste Mittel zum wirtschaftlichen und wirksamen Betrieb von Zementfabriken, und man sollte durch Ausnutzung dieses Mittels im weitesten Umfange daraus jedmöglichen Vorteil ziehen. Die Wahl der geeignetsten Ausrüstung für die besonderen Verhältnisse auf den Werken ist von überragender Bedeutung, da ungeeignete Maschinen geringen Wirkungsgrad und folglich Verschwendung bedeuten.

INSERTATE.

ALLE, Anzeigen in der internationalen Zeitschrift „CEMENT AND CEMENT MANUFACTURE“ betreffenden Anfragen müssen an Concrete Publications, Ltd., London, S.W.1, Dartmouth Street 20, (England), gerichtet werden.

Der Anzeigentext muss diese Adresse spätestens bis zum 25. des Monats, der der Veröffentlichung vorangeht, erreichen. Wenn die Herausgeber bis zu diesem Termin keinen neuen Text erhalten, behalten sie sich das Recht vor, den letzten Text erneut zu veröffentlichen.

Wenn Inserate in mehr als einer Sprache gedruckt werden sollen, so sollten die Uebersetzungen vom Inserenten geliefert werden. Auf Wunsch werden die Herausgeber diese Uebersetzung, allerdings ohne für ihre Genauigkeit zu haften, vornehmen.

Das Mahlen des Zementklinkers.

von A. C. DAVIS.

(BETRIEBSDIREKTOR DER ASSOCIATED PORTLAND CEMENT MANUFACTURERS, LTD.)

In früheren Abhandlungen wurden das Brechen der Rohmaterialien und das Mahlen der Brennstoffe diskutiert, und wir kommen jetzt zum Mahlen des vorbereiteten Klinkers. Dieses ist ein sehr wichtiger Prozess, da unabhängig von der Güte des Rohmaterials, der Feinheit des Rohmebels oder des vollkommenen Brandes viel an Wert verloren geht, wenn die Endmahlung nicht befriedigend ausgeführt wird.

Klinker von Schacht-oder anderen ähnlichen Oefen wird gewöhnlich mittels Brechern vom Typ der in dem früheren Artikel diskutierten auf kleine Grösse reduziert; von diesem Stadium an wird er jedoch mit ähnlichen Maschinen weiter bearbeitet, wie sie für normalen Drehofenklinker notwendig sind. Die früher in unserer Industrie verwendeten Mühlsteine sind seit vielen Jahren veraltet und brauchen nicht behandelt zu werden.

Drehofenklinker verlässt den Kühler in Form von Körnern, von denen wahrscheinlich 90% durch einen 1,25 cm Ring und 25% durch einen 0,3 cm Ring passieren werden; 10% werden indessen möglicherweise aus Klinkermasse von 5 oder 7,5 cm oder noch stärkerer Grösse bestehen und Brecher nötig machen. Ein hoher Aschenprozentatz im Brennstoff ist die erste Ursache der Bildung von kompaktem Klinker und, wenn diese Klinkermasse wegbriecht, macht sie Brechen notwendig, um die Zufuhr zur Mühle zu erleichtern.

Wird Drehofenklinker aus Schlamm mit hohem Feuchtigkeitsgehalt hergestellt oder durch Versprühung des Schlammes, so sind die Körner klein; wird er aus Schlamm mit niedrigem Feuchtigkeitsgehalt hergestellt, so sind die Körner grösser. Wie aber auch immer die Körngrösse ist, guter und ordentlich gebrannter Klinker ist durch und durch hart bei einer noch härteren Oberfläche. Auf den ersten Blick scheint es so, als ob die Klinkerbrocken beim Mahlen Schwierigkeiten machen würden. Dieses ist indessen nicht so, vorausgesetzt, dass geeignete Vorrichtungen getroffen werden zum Brechen und Zerkleinern. Die kleinen kugelförmigen Körner mit ihrer harten und verhältnismässig glatten Oberfläche sind viel schwieriger zu verarbeiten.

Die Konstruktion der meisten Mühlen schreibt ein Maximum hinsichtlich der Dimension der ihnen zugeführten Körner vor. Die Grenze wird bei einem 1,9 cm oder bis zu 3,8 cm grossen Ring oder selbst bei einem solchen von 5,0 cm je nach der Art der Mühle, der Art des Zufuhrgetriebes und den Dimensionen der Zufuhröffnung erreicht. Beständig wird ein Brecher verwendet, um die übergrossen Klinkerteile auf die gewünschten Dimensionen zu zerkleinern. In jedem Falle kann die Leistung jeder Mühle besser aufrecht erhalten werden, und die Kraft per t Fabrikat kann reduziert werden, wenn die Zufuhr passend erfolgt; überdies ist es wirtschaftlicher, in Brechern als in einer Mühle zu zerkleinern.

Für diesen Zweck können Brecher von der Art des Walzen-, Backen-oder Hammertyps benutzt werden, doch sind Walzen-und Backenbrecher in allgemeinerer Benutzung. Diese Maschinen sind gut bekannt und verlangen im allgemeinen weniger Wartung. Um die Kosten der Wartung niedrig zu halten, sollte nur der Klinker, der Brechen erforderlich macht, durch die Maschine passieren. Der Verschleiss jener Teile der Maschine, die das Brechen bewirken, ist beträchtlich, und diese sind daher entfernbar und erneuerungs-

fähig gestaltet. Das für die zu erneuernden Teile verwendete Metall ist gewöhnlich Manganstahl oder Hartguss. Das erstere Metall ist teurer, ergibt jedoch unter gewissen Bedingungen eine längere Lebensdauer und erweist sich als wirtschaftlicher. Keines dieser Metalle ist maschinengefertigt möglich, noch sollte solches notwendig sein.

Ist die Menge an übergroßem Klinker bedeutend und Brechen kontinuierlich notwendig, wird die per t Klinker benötigte Kraft 1-2 brit. PS stark sein; ist die Menge gering und erfolgt das Brechen weniger häufig, wird der Kraftbedarf per t grösser sein.

Die Konstruktion der Mühlen hat in den letzten Jahren viele Wandlungen erfahren. Viele früher verwendete Mühlen sind veraltet und werden heute nicht mehr hergestellt. Von den verbliebenen besitzt jede einen oder mehrere gute Punkte; doch hat die Tendenz zur Verwendung grösserer Einheiten und die Notwendigkeit, die Betriebskosten niedrig zu halten, ganz verschiedene Konstruktionen bewirkt. Bis vor einigen wenigen Jahren waren Zweikammer-einheiten sehr beliebt; sie wurden gewöhnlich als Kugel- und Rohr, Kominor- und Rohr, Griffin- und Rohr-, Kollergang (verschiedene Typen)- und Rohr-, Pulverisier- und Rohrmühlen usw. gekoppelt. Die erst genannte arbeitete in jedem Falle als Vormühle und die zweite als Endmühle. Die Kominormühle ist im allgemeinen der Kugelmühle ähnlich; die einzige Differenz besteht in der Konstruktion und den Einzelheiten der Siebe. Eine Siebvorrichtung wurde in die Vormühle eingebaut oder zwischen diese und die Endmühle. Die Mahlkapazität der Endmühle bestimmte stets die Grösse der Sieböffnung in der Vormühle. Die Kugel- oder Kominor- und Rohrmühle war wahrscheinlich die verbreitetste aller dieser Kombinationen und daher in fast allgemeinem Gebrauch.

Die Kugelmühle ist eine zylindrische Trommel, welche um eine Stahlwelle montiert und von dieser in Rotation gesetzt wird. Sie ist mit gelochten und gestuften Stahlplatten ausgekleidet. Stahlkugeln von 12,5 bis 5 cm Durchmesser werden als Charge verwendet, und das der Mühle zugeführte Material wird gebrochen und teilweise durch Reibung in dem Masse gemahlen, wie die Kugeln von Stufe zu Stufe fallen.

Das Trennen oder Klassifizieren findet in dieser Art Mühle in drei Stadien statt: (1) durch die Löcher in den gestuften Platten, (2) durch eine innere Siebplatte, (3) durch ein viel feineres äusseres Sieb oder eine Siebplatte. Das übergroße Material aus jeder Phase wird der Mühle zwecks weiterer Zerkleinerung wieder zugeführt, doch gelangt das, das äussere Sieb passierende Material zur Endmühle.

Die Abb. 4 und 5 (Seite 1187 und 1188) zeigen eine Längs- und Queransicht einer Kugelmühle, teils als Aufriss, teils als Schnitt; die Welle mit Antrieb und Zufuhrnabe, die durchlochten Mahlplatten mit Kugelbeschickung, inneren und äusseren Siebe und das Gehäuse mit Spiraltransporteur zum Abführen des gemahlten Erzeugnisses sind deutlich zu sehen.

Die Abb. 6 und 7 (Seite 1189 und 1190) zeigen ähnliche Ansichten einer neuzeitlichen Kominormühle, die „Fastax“-Siebe besitzt; das teilweise gemahlene Material wird von der Mühle zum Sieb geschafft, damit das bereits genügend gemahlene Material durch das Sieb in der gewöhnlichen Weise durchtritt und damit das noch zu grosse Material der Mühle wieder durch die Mühlengerinne zugeführt wird. Die grössere Siebfläche der Kominormühle gibt dieser einen entscheidenden Vorzug gegenüber dem älteren Typ von Kugelmühle.

Abb. 8 (Seite 1191) zeigt eine Kugel-Rohrmühlenanlage während der Montage; die Kugelmühlen sind auf einem höher gelegenen Fundament als die

wandgitter mit Hebeleisten ist am Auslassende angebracht, um die Mahlkörper in der Mühle zurückzuhalten und den Austritt des Zements zu erleichtern. Das Kreissieb am Auslass ist vorgesehen, um zu verhindern, dass irgendwelche Fremdkörper mit dem Zement austreten.

Die Verbund-oder Mehrkammermühle, die etwa 1920 zur Einführung gelangte, ist sehr populär geworden, und eine grosse Zahl der jetzt neu errichteten Mühlen,—gerade die grössten—, besitzen diesen Typ. Im Prinzip ist diese Mühle eine kombinierte Kugel-und Rohrmühle; nach der Bauart ist es eine Rohrmühlenart von wesentlich grösseren Dimensionen als die ersten Rohrmühlen; sie ist in eine Zahl von drei oder vier Abteilungen geteilt, von denen jede Abteilung mit passenden Mahlkörpern für die diesbezügliche Aufgabe beschickt ist.

Abb. 12 (Seite 1192) zeigt einen Längsschnitt durch eine typische Mühle dieser Art. Der Mantel besitzt 2,1 bis 2,4 m Durchmesser, die Länge zwischen den Enden beträgt 10,5 bis 12 m; die Charge (Kugeln oder Äquivalente) wiegt 40 bis 50 t; der Durchmesser der Mahlkörper schwankt von 9 oder 10 cm bis 2 oder 1,5 cm, und die kleineren können kantig sein von 1,5 cm Durchmesser zu 2,25 cm Länge. Die in Abb. 12 gezeigte Mühle ist in drei Kammern geteilt; die beiden ersten Kammern sind mit gestuften Chromstahlplatten ausgekleidet und mit geschmiedeten Stahlkugeln beschickt, und die letzte Kammer ist mit Hartgusstücken ausgekleidet und mit Hartgusskugeln oder Kügelchen beschickt. Eine Gitterplatte ist zwischen den Kammern 1 und 2 eingeschaltet und ebenfalls zwischen den Kammern 2 und 3. Eine ähnliche Gitterplatte mit Hebeleisten ist am Auslass vorgesehen. Das Chargenvolumen der gezeigten Mühle beträgt 20 bis 28% des Mühlenvolumens. Mit Bezug auf das Chargenvolumen ist es nicht ungewöhnlich, dass es 35 oder gar 40% des Mühlenvolumens beträgt, wenn der Mantel stark genug und der Motor kräftig genug ist; in solchem Falle jedoch sollte die Betriebsgeschwindigkeit etwas grösser sein.

Einige Müller ziehen eine tiefe einer flachen Charge vor, und dort wo die Kraft begrenzt oder die Aufgabe der Mühle klein ist, wird gelegentlich bevorzugt, die effektive Länge der Mühle zu reduzieren, um eine tiefere Charge zu erhalten. Es liegt indessen kein Beweis dafür vor, dass dieses Verfahren in höherem Wirkungsgrad oder geringerem Verbrauch an brit.PS per t resultiert.

Verbundmühlen der grösseren Dimensionen worden oft an dem kurzen Ende der Zufuhrseite mit grösserem Durchmesser hergestellt; dieses verursacht indessen Konstruktionsschwierigkeiten, und es gibt keinen klaren Beweis dafür, dass die Komplikation berechtigt ist. Eine Siebvorrichtung wird auch oft zwischen der ersten und zweiten Kammer eingeschaltet; dieses sollte den zum Mahlen notwendigen Verbrauch an brit.PS per t reduzieren, doch sind die Konstruktionsschwierigkeiten ernste, und eine geschicktere Art von Betriebsarbeitern ist erforderlich. Verbundmühlen können in jeder Grosse hergestellt werden, so weit sie in der Lage sind, eine vernunftgemäss erträgliche Menge an Kraft zu verbrauchen. Es arbeiten bereits Mühlen mit 2,5 oder 2,55 m Durchmesser und 12,5 bis 13,5 m Länge bei einer Beschickung mit 50 bis 60 t.

Das Mahlen in Verbundmühlen wird fast ausschliesslich durch Schlag bewirkt. Die Drehung der Mühle und die Reibung der Charge auf der Mühlen- auskleidung veranlasst, dass die Kugeln gehoben werden und auf die Charge heruntergeworfen werden. Diese Arbeit ist kontinuierlich. Es ist wahrscheinlich,

dass jede Kugel für je zwei Mühlenumdrehungen drei Schläge ausführt. Die Regeln für Geschwindigkeit, Beschickung und Kraftbedarf dieser Mühlen befinden sich in allgemeiner Uebereinstimmung mit den vorher für Rohrendmühlen mitgeteilt.

Die Abb. 13 und 14 (Seite 1193 und 1194) zeigen das Zuführende mit Teller-speisetyp und auch das Auslassende mit Haube und vollkommen gekapseltem Antrieb dieser Art von Mühlen. Abb 15 (Seite 1194) zeigt die Aufstellung einer Anzahl ähnlicher Mühlen mit Zugangsplattform.

Das Mahlen in den vorher beschriebenen Mühlen erfolgt nach dem System des offenen Kreislaufs. Mahlen in geschlossenem Kreislauf ist hierzulande nur in wenigen Ausnahmefällen angewendet worden. Beim Mahlen im offenen Kreislauf tritt das Material nur einmal in die Mühle ein. Es verbleibt in der Mühle und ist dem Mahlprozess unterworfen, bis das Mahlen, wie es durch die Begrenzung des Rückstandes bedingt ist, vollständig durchgeführt ist. Die Menge der Mühlenzufuhr ist so zu jeder Zeit nominell der Menge der Mühlenentleerung gleich. Beim Mahlen im geschlossenen Kreislauf ist das Material in ständiger Zirkulation, indem es die Mühle passiert und ständig gesichtet wird, bis es auf die gewünschte Grösse zerkleinert ist. Bei diesem Mahlverfahren kann die Zufuhr viel grösser als das Erzeugnis sein.

Für das Mahlen im geschlossenen Kreislauf wird besonders in Anspruch genommen, dass infolge ständiger Sichtung das Material von und aus dem Mahlkreislauf entfernt wird so bald, wie es genügend zerkleinert ist, und dass so verhindert wird, dass das noch im Mahlprozess befindliche Material umwickelt oder verborgen wird. Der Hauptanspruch ist aber der, dass beim Mahlen im geschlossenen Kreislauf die Leistung per Mühleneinheit um 10 bis 20% gesteigert wird. Es soll indessen darauf hingewiesen werden, dass die Körnung des im offenen Mahlkreislauf erzeugten Zements derart ist, dass höhere Festigkeiten, sowohl Zug wie Druck, erhalten werden.

Eine sorgfältige mikroskopische Untersuchung der nach beiden Verfahren erhaltenen Erzeugnisse zeigt, dass bei der gleichen Siebklassifizierung im offenen Mahlkreislauf die Menge an Feinanteilen viel grösser ist, als wie sie beim Mahlen im geschlossenen Kreislauf erhalten wird. Es scheint, dass die weitere Zerkleinerung der Partikel nach Erfüllung der Siebklassifizierung in einer niedrigeren Partikelgrösse resultiert, und diese Körnung der Feinanteile mit kleinerer Grösse verleiht dem Erzeugnis im offenen Mahlkreislauf einen Bindewert, der noch nicht beim Mahlen im geschlossenen Mahlkreislauf erzielbar ist.

Die Charakteristika der Erzeugnisse von Vormühlen vom Schlagtyp unterscheiden sich von denen des Erzeugnisses von Vormühlen vom Reibungstyp. Es ist möglich, dass die auf Reibung beruhende Einheit sich gut bewähren und einem idealen Zement bei geschlossenem Kreislauf liefern wird, wenn die Endsichtung unter genügender Kontrolle ist; die Vollkommenheit der Kontrolle hat sich jedoch noch nicht als möglich erwiesen.

Die Abbildungen zeigen: Abb. 1 (Seite 1184) Backenbrecher $1,83 \times 1,22$ m; Abb. 2 (Seite 1185) „ Ross“-Speisevorrichtung zum Backenbrecher $1,83 \times 1,22$ m; Abb. 3 (Seite 1186) Kegelbrecher.

Umwandlung der Masse bei den Uebersetzungen.

Bei allen übersetzten Artikeln sind die Gewichts-und Masseinheiten angenähert in englische oder metrische Einheiten umgewandelt.

Der Drehofen bei der Zementherstellung.—VI.

von W. GILBERT.

Um Irrtümer infolge der Verschiedenheit der metrischen und englischen Tonne zu vermeiden, hat der Verfasser für seine Berechnungen 100 kg als Einheit benutzt.

Veröffentlichte Versuchsergebniss über Konvektion.—(16) Eine Erläuterung der verschiedenen benutzten Symbole wird in Abschnitt (26) gegeben. Die meisten Versuche, welche sich auf die Wärmeübertragung durch Konvektion infolge Druckluft oder Gasgeschwindigkeit beziehen, sind mit solchen kleinen Rohren oder Stutzen von 2,5 bis 5 cm Durchmesser, wie sie für Wasserrohrkessel oder ähnliche Zwecke Verwendung finden, ausgeführt worden. Sie zeigen ganz allgemein, dass der Wert für fHc bei weitem nicht so schnell sich mit Temperaturschwankungen ändert wie der Wert für sHc es in Spalte (5) der Tabelle IV 2,08. Da die Luftgeschwindigkeiten, welche die beiden Werte für die nur durch seine eigene Temperatur erzeugt wurden. Es stellte sich heraus, dass der Wert für fHc ungefähr proportional dem in der Zeiteinheit passierenden Luft-oder Gasgewicht ist, mit Ausnahme bei sehr geringen Geschwindigkeiten; der Wert fällt in dem Masse, wie die Grösse des Rohres zunimmt.

(17) Die Werte für fHc in Tabelle V (Seite 1196) sind einer auf Versuchen von Nusset beruhenden Tabelle in dem Werke „Industrielle Feuerungstechnik“ von A. Hermansen entnommen. Die Werte beziehen sich auf einen 3 m langen Feuerkanal und eine Lufttemperatur von 300° C. Es ist nicht sicher, ob die Anwendung der Formel auf einen solch grossen Durchmesser gerechtfertigt ist, und bei dem behandelten Fall erfolgt der Luftzug nicht durch das Rohr sondern über dasselbe im rechten Winkel. Die Werte sind indessen angeführt, da sie in diesem Zusammenhang für angenähert richtig gehalten werden und der vorgesehene Rahmen kann für präzisere Werte von fHc , welche später erhalten werden, Anwendung finden. Die Werte der Spalte (3) sind anwendbar auf Oefen, deren Durchmesser von 2,5 bis 3,5 m schwanken.

Die Windgeschwindigkeit kann bei Benutzung von Tabelle V durch ein Anemometer vom Typ der Windmühle gemessen werden.

(18) Als ein Beispiel für den Gebrauch der Tabelle V sei angenommen, dass ein Wind von 244 m Geschwindigkeit in der Minute über den Ofen streicht, was einer mittleren Brise entsprechen dürfte, und dass die Manteltemperatur an einer bestimmten Stelle 177° C beträgt. Der für sHc aus Tabelle IV entnommene Wert ist 1,24 und der Wert für fHc beträgt nach Tabelle V 2,08. Da die Luftgeschwindigkeiten, welche die beiden Werte für Hc bedingen, im rechten Winkel den Ofen treffen, kann der resultierende Wert für Hc mit

$$\sqrt{(6,05)^2 + (10,15)^2} = 11,8$$

angenommen werden. Durch Addition der Werte für Hr mit 9,67 nach Tabelle IV und durch Multiplikation mit der Temperaturdifferenz erhalten wir:

Stündlicher Wärmeverlust in Kal/Kg/qm

$$(11,8 + 9,67) \times (177 - 16) = 21,47 \times 161 = 3466$$

Dieser Wert steht im Vergleich zu einem stündlichen Wärmeverlust von 2530 Kal/Kg/qm bei ruhiger Luft, wie er nach Tabelle IV erhalten ist.

* Siehe Abb. 1-7 Januar-Nummer; Abb. 8-16 März-Nummer; Abb. 17-20 und Ofen Prüftabelle April-Nummer; Abb. 21 Mai-Nummer; Abb. 22-24 Juli-Nummer. Tabelle 1 siehe Mai-Nummer; Tabellen II-IV siehe Juli-Nummer.

Wird Kohle gespärt durch Ueberdachen des Ofens?—(19) Die Werte der Tabelle V geben nicht genau das Mehr an Wärmeverlust an, das dadurch entsteht, dass der Ofen einer Windstärke von 244 m ausgesetzt ist. Sobald weitere Wärme durch die feuerfeste Auskleidung tritt, sinkt die Manteltemperatur infolge des verstärkten Wärmegefälles im Ziegel; die Temperaturdifferenz zwischen Ofenmantel und der Luft wird vermindert.

Um diese Angelegenheit weiter zu klären, ist es nötig Formeln abzuleiten, welche jedoch von allgemeiner Anwendbarkeit sind. Hinsichtlich der Symbole sei auf Abschnitt (26) verwiesen. Es ist eine Beziehung zwischen fT sowie sT und der Wärmemenge hergestellt, welche durch die feuerfeste Auskleidung des Ofens geleitet und vom Mantel ausgestrahlt wird.

(20) Nehmen wir an, dass wir im ersten Falle ein Format von parallelen feuerfesten Ziegeln besitzen, dass die Querschnittsfläche im rechten Winkel zur Richtung der Wärmerichtung A qm ist, dass die in der Richtung der Wärmeleitung gemessene Stärke t Zoll beträgt und dass die Temperaturspanne zwischen beiden Oberflächen Td ist, dann lautet die bekannte Grundgleichung der Wärmeleitung

$$aQ = \frac{K \times A \times Td}{t} \quad (1)$$

Hierin ist aQ die stündlich weitergeleitete Gesamtwärme und K die Leitfähigkeit im Sinne der bei den Symbolen gebrauchten Definition.

Bei einem Drehofen ist die mittlere Querschnittsfläche der feuerfesten Auskleidung pro Fuss Ofen, durch welche die Wärme zum Mantel geleitet

wird, beinahe, wenn auch nicht ganz gleich $\frac{\pi}{2} (D + d)$, während der genaue

Wert

$\frac{\pi (D - d)}{D}$ lautet, wobei der Logarithmus auf die Basis 10 bezogen ist.

Es ist bequem, t die Stärke der Ziegel in Zoll auszudrücken, z.B. in der Formel (1) mit $\frac{100(D-d)}{2}$ und wenn man Q für den stündlichen Wärmeverlust per Kal/Kg/qm Mantelfläche beim Durchmesser D einsetzt, erhalten wir durch Substitution in (1)

$$Q = \frac{K (fT - sT)}{115 \times D \log \frac{D}{d}} \quad (2)$$

Diese Formel ist der ersten vorzuziehen, wenn die Stärke der feuerfesten Steine verhältnismässig gross im Vergleich zum Ofendurchmesser ist.

Der Wärmeverlust vom Ofenmantel an die Luft ist offensichtlich wieder

$$Q = H (sT - aT) \quad (3)$$

Durch Kombination der Formeln (2) und (3) erhalten wir

$$fT = B \times H \times (sT - aT) + sT \quad (4)$$

und

$$sT = \frac{fT + (aT \times B \times H)}{B \times H + 1} \quad (5)$$

worin

$$B = \frac{115 \times D}{K} \cdot \log \frac{D}{d} \quad (6)$$

ist.

Die Formeln (2) bis (6) zeigen die Beziehungen, welche zwischen der Temperatur der inneren Oberfläche der feuerfesten Auskleidung t , der Manteltemperatur sT und dem stündlichen, durch Q markierten Wärmeverlust per Quadratfuss vom Ofenmantel bestehen müssen. Es ist dabei vorausgesetzt, dass zwischen den feuerfesten Ziegeln und dem Ofenmantel guter Kontakt vorhanden ist.

(21) Als Beispiel wollen wir annehmen $D=2,90$ m, $d=2,44$ m, $sT=260^\circ$ C, $t=15,5^\circ$ C, $K=112$ und nun bei ruhigen Luftverhältnissen fT berechnen. Nach Tabelle IV ist

$$H = Hr + sHc = 13,86 + 7,14 = 21,00.$$

Nach Formel (6) ist

$$B = \frac{115 \times 2,9}{112} \times (0,4618 - 0,3870) = 0,2232.$$

Hieraus ergibt sich nach Formel (4)

$$fT = 0,2232 \times 21,0 \times (260 - 15,5) + 260 = 1147 + 260 = 1407^\circ \text{ C}.$$

Der stündliche Wärmeverlust vom Mantel beträgt nach Tabelle IV 5118 Kal/Kg/qm.

(22) Als nächstes wollen wir annehmen, dass infolge von Wind der Wert für H sich entsprechend $H = Hr + Hc$ von 21 auf 29,29 steigert. Es wird angenommen, dass mehr Kohle verbrannt wird so, dass die Temperatur der inneren Oberfläche der feuerfesten Auskleidung unverändert bleibt. Es ist zunächst notwendig, den neuen Wert der Ofenmanteltemperatur zu berechnen, und alsdann kann der Gesamtwärmeverlust nach (3) erhalten werden. Nach Formel (5) haben wir

$$sT = \frac{1407 + (15,5 \times 0,2232 \times 29,29)}{0,2232 \times 29,29 + 1} = 200^\circ \text{ C}.$$

Hieraus ergibt sich nach (3).

$Q = 29,29 (200 - 15,5) = 5404$ Kal/Kg/qm in der Stunde an Stelle von 5118, dem Werte bei ruhiger Luft.

(23) Bei dem letzten Beispiel ergab der für H mit 29,29 angenommene Wert eine Manteltemperatur von 200° C. Es bleibt noch übrig, die tatsächliche Windstärke zu bestimmen. Wenn wir uns Tabelle IV zuwenden, kann festgestellt werden, dass bei dieser Manteltemperatur der Wert für $Hr = 10,74$ und der für $sHc = 6,35$ ist. Die gesamte Wärmekonvektion Hc ist gleich $29,29 - 10,74 = 18,55$.

Hieraus folgt also

$$fHc = \sqrt{(18,55)^2 - (6,35)^2} = 17,42.$$

Durch Interpolation aus Tabelle V (Seite 1196) geht die entsprechende Windstärke mit 478 m in der Minute hervor.

Eine Reihe von Werten, welche Windstärke und Manteltemperatur in Verbindung bringen, ist auf diese Weise berechnet worden und eine graphische Aufzeichnung ist angefertigt, von der Tabelle VI (Seite 1199) abgeleitet ist.

(24) Tabelle VI gibt den Wärmeverlust per qm auf der Manteloberfläche bei verschiedenen Windstärken wieder, wenn die Manteltemperatur bei ruhiger Luft 260° C und die Temperatur der inneren Oberfläche der feuerfesten Auskleidung 1407° C ist.

Die in Tabelle VI (Seite 1199) gegebenen Werte beziehen sich auf einen speziellen Querschnitt des Ofens, an dem die feuerfesten Steine 22,9 cm stark sind und die Temperatur der inneren Oberfläche 1407° C ist. Sie sind indessen

allgemein anwendbar und zeigen, dass die Steigerung des Kohlenverbrauchs infolge des Aussetzens von Drehöfen den Witterungseinflüssen wahrscheinlich klein ist.

(25) Wir können die Abschnitte (6) bis (24) kurz wie folgt zusammenfassen: (a) der Wärmeverlust eines Drehofen-oder Kühlermantels durch Strahlung und Konvektion kann mit beträchtlicher Genauigkeit in einem geschlossenen Gebäude oder an einem ruhigen Tage gemessen werden. (b) Wenn Wind über den Ofen streicht, so wird die Manteltemperatur herabgesetzt. Das Verfahren den Wärmeverlust per qm Oberfläche, die vergrößert ist, zu bestimmen, wird in Abschnitt (18) mitgeteilt. (c) Infolge der feuerfesten Auskleidung ist das Mehr an Wärmeverlust durch das Aussetzen eines Drehofens den Einflüssen von Wind klein; eine Windgeschwindigkeit von z.B. 32 km in der Stunde wird den in Normalkohle ausgedrückten Wärmeverlust nur um 0,13 Prozent, auf Klinker berechnet, vermehren.

LISTE DER ZUR BERECHNUNG DES WÄRMEVERLUSTES VON OFENMÄNTELN
BENUTZTEN SYMBOLE.

(26) Q = Wärmeverlust in Kal/Kg/qm und Stunde.

D = Durchmesser des Ofenmantels in Metern.

d = Durchmesser innerhalb des feuerfesten Auskleidung in Metern.

fT = Temperatur der inneren Oberfläche der feuerfesten Auskleidung.

fTa = Mittlere Temperatur der feuerfesten Auskleidung.

sT = Manteltemperatur des Ofens.

aT = Lufttemperatur.

K = Leitfähigkeit der feuerfesten Ziegel in Quadratmetern und Stunde per Grad Temperaturdifferenz und per cm Stärke.

Hr = Wärmeverlust durch Strahlung.

Hc = Gesamter Wärmeverlust durch Konvektion.

sHc = Wärmeverlust durch Konvektion bei ruhiger Luft.

fHc = Wärmeverlust durch Konvektion bei Wind, Druckluft oder Gasgeschwindigkeit.

H = Gesamter durch Strahlung und Konvektion verursachter Wärmeverlust.

Die Symbole Hr , Hc , sHc , fHc und H beziehen sich sämtlich auf Wärmeverluste per Quadratmeter, Stunde und Grad Temperaturdifferenz. Sämtliche Temperaturen sind in Grad C angegeben.

Temperatur der inneren Oberfläche der feuerfesten Auskleidung.—(27) Aus den graphischen Aufzeichnungen, welche die Oberflächentemperaturen an jeder Stelle längs des Ofen-oder Kühlermantels angeben, kann mittels Formel (4) aus Abschnitt (20) die dazugehörige Temperatur der inneren Oberfläche der feuerfesten Auskleidung abgeleitet werden. Ueber diesen Punkt wird ausführlicher berichtet, weil er später von Wichtigkeit ist, wenn das Mass der Wärmeübertragung im Ofen oder Kühler betrachtet wird.

Die Leitfähigkeit der feuerfesten Steine, mit denen der Ofen ausgekleidet ist, wird aus der Formel:

$$K = 62 + \frac{fTa}{16,5} \dots\dots\dots (7)$$

erhalten, in welcher fTa die mittlere Temperatur des Ziegels darstellt. Der Wert für K befindet sich mit veröffentlichten Versuchen in Uebereinstimmung, welche als verlässlich gelten können. Wenn beispielsweise die innere Ober-

fläche eines feuerfesten Ziegels eine Temperatur von 1394°C und die äussere eine solche von 260°C besitzt, dann ist

$$fTa = \frac{1394 + 260}{2} = 827, \text{ und } K = 62 + \frac{827}{16,5} = 112,2.$$

(28) Die Tabelle VII (Seite 1201) enthält in den Spalten (2), (3) und (4) die Temperaturen der feuerfesten Auskleidung, wenn deren Stärke 22,8, 15,25 oder 11,4 cm ist. Die entsprechenden Manteltemperaturen zeigt Spalte (1); die Werte beziehen sich auf ruhige Luft. Aus den in Tabelle VII wiedergegebenen Werten ist die graphische Aufzeichnung (Abb. 25, Seite 1200) angefertigt. Die Tabelle ist mit Formel (4) berechnet unter Verwendung einer empirischen Methode, da K mit der Temperatur der feuerfesten Ziegel schwankt so, dass der genaue Wert nicht in der Vorformel (6) im ersten Beispiel eingesetzt werden kann.

(29) Die Werte in der Tabelle können ungefähr wie folgt kontrolliert werden. Wir setzen voraus, dass z.B. die Manteltemperatur 260°C beträgt, der Wert für fT bei einer Auskleidung von 22,8 cm Stärke 1394°C und K nach der Formel (7), in Abschnitt (27) 112,2 ist. Der Wärmeverlust Q vom Mantel ist stündlich gleich 1,887 brit. WE. (1,005 Kal/kg) per Quadratfuss, wie in Tabelle IV festgestellt wurde. Die durch die feuerfesten Ziegel übertragene Wärme ist dann nach Formel (2) im Abschnitt (20) wiederum

$$Q = \frac{112,2(1394 - 260)}{115 \times 2,896 \log \frac{2,896}{2,438}} = \frac{112,2 \times 1134}{115 \times 2,896 \times 0,0748} = 5107 \text{ Kal/kg/qm.}$$

und Stunde.

Hieraus ergibt sich, dass die durch die feuerfeste Auskleidung hindurchgeleitete Wärmemenge der am Ofenmantel verlorenen Wärmemenge gleich ist, was die Genauigkeit des Tabellenauszugs erweist.

(30) Tabelle VII kann angewendet werden, um bei kleinem Fehler aus Abb. 23 (Seite 950) die Temperatur der inneren Oberfläche der 11,4 cm starken feuerfesten Kühlerauskleidung an den verschiedenen Stellen zu erhalten, trotzdem der Manteldurchmesser kleiner ist.

Spezielle, nicht wärmeleitende Auskleidung für Drehöfen.—(31) Bei einer Zahl amerikanischer Öfen wird eine, Wärme nicht leitende Ziegelauskleidung verwendet. Eine solche Anordnung zeigt Abb. 26 (Seite 1202), bei welcher der Spezialziegel in Stärke von 7,62 cm dem Ofenmantel zunächst angebracht und gegen mechanische Beschädigung durch eine innere Lage von 15,25 cm starken feuerfesten Ziegeln geschützt ist.

Um die mögliche Kohlenersparnis zu berechnen, können wir wie folgt vorgehen: Es mögen aD , bD und cD die respektiven Durchmesser der in Abb. 26 gezeigten drei gebogenen Oberflächen sein und aT , bT und cT die Temperatur jeder einzelnen Schicht darstellen. Es mögen ferner aK die Leitfähigkeit gewöhnlicher feuerfester Ziegel und bK die Leitfähigkeit der speziellen feuerfesten Steine sein. Es ist zunächst erwünscht, die mittlere Leitfähigkeit der Doppellage zu berechnen, die mit K bezeichnet wird. Die Formel (2) in Abschnitt (20) ist die eine der zu verwendenden, und es ist bequem $\log \frac{bD}{aD} = X$, $\log \frac{cD}{bD} = Y$ sowie $\log \frac{cD}{aD} = Z$ zu setzen.

(32) Wenn wir voraussetzen, dass die inneren und äusseren Oberflächen-temperaturen von aT und cT bekannt sind und uns ferner daran erinnern, dass die gesamte, per Meter Ofen, durchgehende Wärme durch die innere Lage

derjenigen, die durch die äussere Schicht passiert, gleich sein muss, so erhalten wir durch algebraische Rechnung

$$-K = \frac{aK \times bK \times Z}{(aK \times Y) + (bK \times X)} \quad (8)$$

(33) Um numerische Resultate zu erhalten, können wir die Berechnungen und Vergleiche an zwei oder drei Stellen längs des Ofenmantels vornehmen.

Stellung I. Gewöhnliche feuerfeste Auskleidung von 15,25 cm Stärke.—Es wird ein Querschnitt ausgewählt, an dem die Manteltemperatur bei ruhiger Luft 176,7° C ist. Nach Tabelle VII (Seite 1201) ist die Temperatur der inneren Oberfläche der feuerfesten Ziegel dann fT 642,8° C und nach Tabelle IV ist der stündliche Wärmeverlust per Quadratfuss Ofenmantel 2530 Kal/Kg/qm.

(34) **Auskleidung in doppelter Lage.**—Als nächstes betrachte man die in Abb. 26 (Seite 1202) gezeigte Auskleidung. Die Stellung am Ofenmantel ist dieselbe wie vorher, also $fT=642,8^\circ$ C.

Folgende Zahlenwerte werden benutzt:

$$cD=2,896 \text{ m}; bD=2,743 \text{ m}; aD=2,438;$$

$$aK \text{ für gewöhnliche feuerfeste Steine}=99,2;$$

$$bK \text{ für Spezialsteine}=9,92;$$

$$X = \log \frac{bD}{aD} = 0,4381 - 0,3870 = 0,0511 \text{ und ähnlich};$$

$$Y=0,0235, Z=0,0746; \text{ dann ist also}$$

$$-K = \frac{99,2 \times 9,92 \times 0,0746}{(99,2 \times 0,0235) + (9,92 \times 0,0511)} = 25,9.$$

(35) Als dann ist es notwendig die Manteltemperatur sT festzustellen, die einen solchen Wert haben muss, dass die am Mantel per Meter Ofen verloren gehende Wärme derjenigen gleich sein muss, die durch die doppelte Lage von feuerfesten Ziegeln durchtritt deren mittlere Leitfähigkeit K gleich 25,9 ist, wenn die Temperatur der inneren Oberfläche 642,8° C. beträgt.

Der Wert für sT wird bequem empirisch durch Benutzung der Formel (4) in Abschnitt (20), welche

$$fT = B \times Q + sT$$

geschrieben werden kann, ermittelt. Nach Formel (6) ist der Wert B mit 0,9632 berechnet. Wenn wir vorläufig annehmen, dass sT 74,4° C. und Q dann nach Tabelle IV gleich 591,3 ist, so ergibt sich, dass

$$642,8 = (0,9632 \times 591,3) + 74,4$$

ist so, dass der Formel (4) Genüge geschehen ist.

Erreichte Ersparnis.—Unter Bezug auf Abschnitt (33) ist der Wert Q bei Benutzung einer einfachen feuerfesten Auskleidung von 15,25 cm, 2530. Bei einer doppelten Lage von gesamt 22,8 cm Stärke ist er 591,3 also die Wärmersparnis

$$\frac{2530 - 591,3}{2530} \times 100 = 76,7\%.$$

(36) *Stellung II.*—Nehmen wir einen zweiten Querschnitt des Ofens, an welchem die feuerfeste Auskleidung 11,4 cm stark ist und die Manteltemperatur 121° C. bei ruhiger Luft beträgt. Nach Tabelle VII (Seite 1202) ist $fT=327,8^\circ$ C. und Q gemäss Tabelle IV 1334. Für die Doppellage von 22,9 cm Gesamtstärke wird $\bar{K}=25,9$ und B 0,9632 wie vorher sein. Der Wert für sT ist empirisch unter Benutzung von Formel (4) mit 49° C. und $Q=290$ nach Tabelle IV festgestellt.

$$\text{Die Wärmersparnis beträgt } \frac{1334 - 290}{1334} \times 100 = 78\%.$$

(37) Unter Bezugnahme auf Abb. 22 und Tabelle II erkennt man, dass die doppelte Auskleidung nur an den Stellen 10 bis 18 verwandt wurde. Sie wird nicht in der Sinterzone wegen des Bestrebens der unteren Lage von feuerfesten Ziegeln wegzubrennen benutzt, und es ist weiter nicht notwendig, die doppelte Lage am oberen Ende des Ofens, wo die Strahlung gering ist, zu verwenden.

Nach Spalte (5) der Tabelle II ist der stündliche gesamte Wärmeverlust an den Stellen 10 bis 18 63,6 kg Normalkohle. Die Ersparnis durch Verwendung einer doppelten Auskleidung wird daher stündlich ungefähr $0,77 \times 63,6 = 49$ kg Kohle betragen. Da die Leistung des Ofens nach der Ofenprüftabelle (vergl. April-Nummer, Seite 632) 7082 kg in der Stunde beträgt, ist die auf Klinker berechnete Ersparnis

$$\frac{49 \times 100}{7082 \times 0,74} = 0,93.$$

Der Faktor 0,74 im Nenner ist der „Kohlennutzeffekt“ bei dem betrachteten Ofen; d.h. es ist der Teil der gesamten Kohlenwärme, der nicht in den Schornstein geht.

Die wöchentliche Leistung des Ofens möge 1,100 t sein so, dass also die wöchentliche Kohlenersparnis $\frac{1100 \times 0,93}{100} = 10,23$ t beträgt.

Jährliche Ersparnis infolge doppelter Auskleidung.—(38) Wenn man annimmt, dass der gemahlene Brennstoff RM.25,50 per Tonne wert ist, so kann die jährliche Ersparnis einer 50 Wochen umfassenden Leistung

$$50 \times 10,23 \times 25,50 = \text{RM } 13,043 \text{ sein.}$$

Hiergegen sind aufzurechnen: die zusätzlichen ersten Kosten der Auskleidung und ein etwas höherer Aufwand für Unterhaltung. Dazu kommen ferner die Kosten der Herstellung eines etwas grösser im Durchmesser dimensionierten Ofenmantels dort, wo die doppelte Auskleidung vorgesehen ist. Bei einem nach dem Trockenverfahren arbeitenden Ofen, bei welchem eine durchschnittlich höhere Manteltemperatur vorhanden ist, dürfte die doppelte Auskleidung grösseren Nutzen aufweisen.

Wärmebilanz für die Kühltrommel.—(39) Die wesentlichen Werte für die Wärmebilanz der Kühler sind:

Klinkertemperatur beim Verlassen des Ofens 1181° C.

Klinkertemperatur beim Verlassen des Kühlers 148° C.

Lufttemperatur am Boden des Ofenkopfes 298° C.

Durch den Kühler passierender Klinker Pfd/Min. 118 kg/Min.

Luftmenge beim Eintritt in den Ofenkopf in Pfd/Min. 396 kg/Min.

Spez. Wärme des Klinkers von 1181 bis 15½° C. 0,246.

Spez. Wärme des Klinkers von 148 bis 15½° C. 0,21.

Spez. Wärme der Luft von 298 bis 15½° C. 0,241.

Spez. Wärme des Wasserdampfs von 298 bis 15½° C. 0,49.

Die spezifische Wärme des Klinkers innerhalb der beiden Temperaturbereiche basiert auf Schätzungen des National Physical Laboratory. Die spezifischen Wärmen der Luft und des Wasserdampfs sind dem Buch von Partington und Shilling entnommen.

(40) *Wasserdampf in der Luft.*—Die in den Kühler mit einer Temperatur von 22° C. eintretende Luft wird mit 77% gesättigt angenommen; dann ist nach veröffentlichten Tabellen das Gewicht des Wasserdampfs in kg Luft $0,77 \times 0,01680 = 0,0129$ kg. Da das Gewicht der in der Minute in

den Kühler eintretenden Luft 396 kg ist, so beträgt das entsprechende Gewicht des Dampfs $396 \times 0,0129 = 5,11$ kg. Die dem Wasserdampf per Minute erteilte Wärme zeigt Zeile (4) der Wärmebilanz.

(41) Die folgende Wärmebilanz bezieht sich auf den Kühler einschliesslich der feuerfesten Klinkerschütte, da die Temperatur des Klinkers beim Eintritt in das eigentliche Kühlrohr nicht gemessen werden konnte.

Wärmebilanz (Mengen pro Minute).

(1) Strahlungsverlust vom Kühler, wie nach Abschnitt (5) gemessen

$$= \frac{30,39 \times 7000}{60} = 3546$$

(2) Im Klinker beim Verlassen des Kühlers verlorene Wärme

$$= 118 \times 0,21 \times (148 - 15,5) = 3283$$

(3) Vom Klinker an die Luft abgegebene Wärme

$$= 396 \times 0,241 \times (298 - 15,5) = 26960$$

(4) Vom Klinker an den Wasserdampf abgegebene Wärme

$$= 5,11 \times 0,49 \times (298 - 15,5) = 707$$

Insgeamt 34496

Im Interesse der Einheitlichkeit sind alle Wärmemengen, einschliesslich des Strahlungsverlustes mit geringem Fehler auf, oberhalb von $15,5^\circ \text{C}$. liegend, berechnet.

Diese Berechnung setzt im einzelnen auseinander, wie die Wärme des Klinkers, wenn er den Ofen verlässt, verteilt wird. Sie steht im Vergleich mit der gesamten Wärme des Klinkers per Minute, die wie folgt berechnet wird: $118 \times (1181 - 15,5) \times 0,246 = 33840 \text{ Kal/kg}$.

Die gesamte Wärme des Klinkers ist also beim Verlassen des Ofens etwas niedriger als die im Einzelnen berechnete gesamte Wärme. In dieser Beziehung ist es wahrscheinlich, dass die Temperatur des Klinkers beim Verlassen des Ofens infolge des benutzten Wasserkalorimeters unterschätzt wurde.

Anhang.

Ableitung der Formeln in Abschnitt.—(19) Die Grundformel lautet

$$aQ = \frac{K \times A \times Td}{t} \dots\dots\dots (1)$$

Bei einem Drehofen ist die mittlere Querschnittsfläche für Wärmeleitung durch die feuerfeste Auskleidung per Meter Ofen:

$$\frac{\pi (D - d)}{2,3 \log \frac{D}{d}}$$

Das Verfahren, diesen Wert zu erhalten, wird u.a. in dem Buch „Mathematische Theorie der Wärmeleitung“ von Ingersoll und Zobel im Zusammenhang mit dem Wärmeverlust an bedeckten Dampfrohren auseinandergesetzt.

Die Stärke t wird in Uebereinstimmung mit der Definition für die Leitfähigkeit K in cm ausgedrückt, kann jedoch durch $6(D - d)$ ersetzt werden, wobei D und d in m gemessen werden.

Wenn man $Td = fT - sT$ setzt, so haben wir durch Einsetzen in

$$(1) \quad aQ = \frac{K\pi (D - d) (fT - sT)}{2,3 \log \frac{D}{d} \times 50 (D - d)} = \frac{K\pi (fT - sT)}{115 \log \frac{D}{d}}$$

worin aQ die stündlich übertragene Wärmemenge in Kal/kg Ofen bedeutet.

Dividiert man durch πD , so erhalten wir

$$Q = \frac{K(fT - sT)}{115 \log \frac{D}{d}} \quad (2)$$

wobei Q den stündlichen Wärmeverlust der Manteloberfläche per qm darstellt

Jetzt setze man $B = \frac{115 D}{K} \log \frac{D}{d}$ und man kann (2) wie folgt schreiben

$$Q = \frac{fT - sT}{B}$$

$$\text{Da } Q \text{ aber auch gleich } H(sT - aT) \quad (3)$$

ist, folgt also, dass

$$\begin{aligned} fT - sT &= BH(sT - aT) \text{ und} \\ fT &= BH(sT - aT) + sT \quad (4) \end{aligned}$$

ist.

Der Ausdruck für sT ist ganz einfach abzuleiten.

Ableitung der Formel (8), Abschnitt 32.—Aus Formel (2) in Abschnitt (19) erhalten wir:

Stündlich durch den inneren Ring per Fuss Ofen passierende Wärme

$$= Q, \pi, bD = \frac{\pi, aK(aT - bT)}{13,8 X} \quad (1)$$

Stündlich durch den äusseren Ring per Fuss Ofen passierende Wärme

$$= Q, \pi, cD = \frac{\pi, bK(bT - cT)}{13,8 Y} \quad (2)$$

Stündlich durch den doppelten Ring per Fuss Ofen passierende Wärme

$$= Q, \pi, cD = \frac{\pi, \bar{K}(aT - cT)}{13,8 Z} \quad (3)$$

Da die obigen Mengen gleich sind, haben wir aus (1) und (2)

$$\frac{aK(aT - bT)}{X} = \frac{bK(bT - cT)}{Y}$$

Um bT zu erhalten, ergibt sich:

$$\begin{aligned} (aK, aT - aK, bT) Y &= (bK, bT - bK, cT) X \text{ und} \\ \therefore bT(bK, X + aK, Y) &= aK, Y, aT + bK, X, cT. \end{aligned}$$

Dann ist

$$bT = \frac{aK, Y, aT + bK, X, cT}{bK, X + aK, Y} \quad (4)$$

Wenn man den vorstehenden Wert für bT in (1) einsetzt, und der Formel (3) gleichsetzt, ergibt sich:

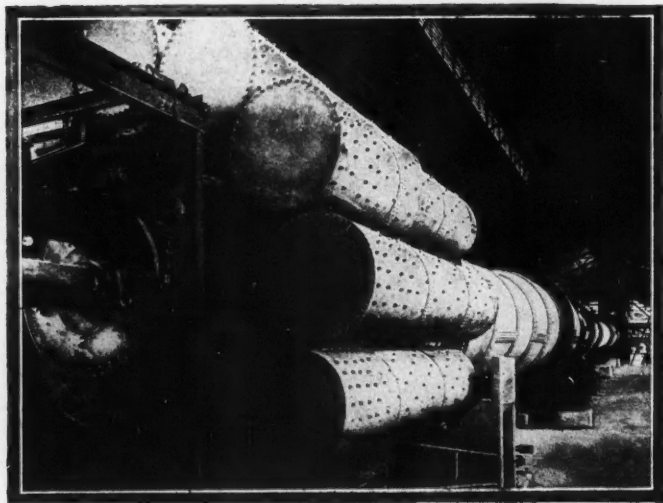
$$\begin{aligned} \frac{aK}{X} \left[aT - \frac{aK, Y, aT + bK, X, cT}{bK, X + aK, Y} \right] &= \frac{\bar{K}(aT - cT)}{Z} \\ \therefore \frac{aK, bK(aT - cT)}{bK, X + aK, Y} &= \frac{\bar{K}(aT - cT)}{Z} \end{aligned}$$

Also ist

$$\bar{K} = \frac{aK, bK, Z}{bK, X + aK, Y} \quad (5)$$

(Fortsetzung folgt.)

VICKERS-ARMSTRONGS LIMITED



El grabado reproduce uno de tres grandes hornos rotatorios "REFLEX" provisto de Recuperador patentado, fabricado por los Sres. Vickers-Armstrong, Ltd., de Barrow-in-Furness, Inglaterra. Este horno tiene una longitud total de 99.43 m., siendo el diámetro por encima de los cilindros del recuperador de 8.08 m.

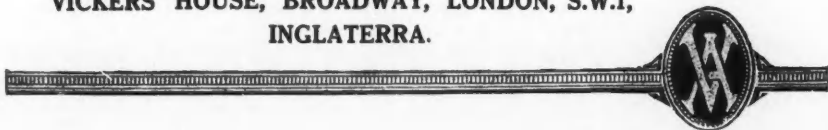
Este tipo de horno hace que los cimientos y edificios puedan ser de una altura mínima, suministrando una economía de inversión de capital y una baja temperatura en los gases de salida, con reducido consumo de carbón.

Diríjanse todas las solicitudes a los Talleres de

BARROW-IN-FURNESS, INGLATERRA.

Oficinas :

**VICKERS HOUSE, BROADWAY, LONDON, S.W.1,
INGLATERRA.**



C E M E N T

AND

CEMENT MANUFACTURE

EL CEMENTO Y SU FABRICACIÓN.

SECCIÓN ESPAÑOLA

PUBLICADA POR CONCRETE PUBLICATIONS LIMITED,

20, DARTMOUTH STREET, WESTMINSTER, LONDON, S.W.1, INGLATERRA.

Se publica el 20 de cada mes.

Precio, 2 shillings el ejemplar.

Suscripción anual, 24 shillings, franqueo comprendido.

Nuevas normas yugoeslavas.

HACÍA ya tiempo que se trabajaba en Yugoslavia en la preparación de nuevas normas para el cemento, que respondiesen a las necesidades de los tiempos actuales. Estos trabajos, que han sido llevados a cabo por una Comisión nombrada *ad hoc*, han sido terminados hace poco, y a continuación se mencionan los puntos principales del proyecto de normas yugoeslavas para el cemento Portland, tal como ha sido sometido para su aprobación al Ministerio de Obras Públicas de Belgrado. La definición del "cemento Portland" está redactada como sigue:

"El cemento Portland se obtiene de margas naturales, o de una mezcla artificial de arcilla y caliza, que, después de un perfecto mezclado, es cocida hasta la fusión incipiente, y después de ello, triturada y finamente molida."

Por esta definición se puede ver que, en Yugoslavia, puede también fabricarse cemento Portland irreprochable con margas naturales, cosa que se explica teniendo en cuenta la perfecta e irreprochable homogeneidad de los numerosos yacimientos de margas de Yugoslavia.

Para el módulo hidráulico fija el límite inferior:

$$\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2 + \text{R}_2\text{O}_3} = 1,7$$

sin fijar máximo alguno.

La dosis de SO_3 se limita por un máximo del 3%, la de MgO por el del 5%.

El límite superior de las adiciones, destinadas a regular las propiedades técnicas del cemento, se fija en un 3%, en tanto que el peso específico no se determina, como tampoco la pérdida al fuego.

Para la extracción de muestras, el cemento Portland debe ser tomado de seis puntos diferentes y las 6 muestras deben ser mezcladas íntimamente, formando una sola muestra de 15 kgs. No se fija cuál deba ser la cantidad de cemento para la cual haya de sacar por lo menos una muestra.

A ésto siguen las prescripciones del curso del trabajo, determinando los dos pesos por litro (o densidades aparentes), el tiempo del fraguado (que debe ser medido por la aguja de Vicat) y la estabilidad de volumen, que debe ser comprobada mediante las galletas normales. Para la comprobación de la estabilidad de volumen, se prescriben 3 galletas. Las tres se tienen 24 horas en la caja de fraguado, después de lo cual se pone la primera en agua ordinaria, y se tiene allí 28 días, al cabo de los cuales es ensayada. La segunda de las galletas se deposita en un lugar al abrigo de los rayos del sol y de las corrientes de aire, y se ensaya también al cabo de los 28 días. La tercera galleta se pone en agua fría, que se va calentando hasta que, al cabo de 30 minutos, esté a 100°C; después se la tiene 3 horas en el agua hirviendo.

La prueba decisiva es la que proporciona la galleta mantenida 28 días en agua potable a una temperatura de 15 a 18°C.

El ensayo de resistencias se efectúa sobre probetas del tipo corriente en general en el Continente europeo, preparadas con mortero dosificado en la proporción de 1 parte de cemento: 3 de arena. Para la preparación de las probetas se empieza por mezclar bien los ingredientes en seco; luego, durante un minuto, ya mojados, con la espátula; y por fin, en la amasadora automática, a la que se hacen dar 20 revoluciones. Las probetas se apisonan con el mazo de Klebe. Para las probetas para tracción se prescriben 120 golpes de un mazo de 2 kgs. de peso, que cae de una altura de 25 cms., mientras que para las probetas a compresión se prescriben 150 golpes de un mazo de 3,2 kgs., desde 50 cms. de altura. La cantidad de agua para la preparación de las probetas debe graduarse de manera que, entre los golpes 90 y 110, empiece a rezumar algo de agua por los orificios de los moldes.

Para la comprobación de las resistencias, se emplean series de 6 probetas, de las cuales, las dos peores no se tienen en cuenta en el cálculo del promedio.

1. En la práctica se distinguen las siguientes clases de cementos:

- (A) Cemento Portland ordinario.

- (B) Cemento Portland especial.

2. Con respecto al tiempo de fraguado se distinguen:

- (a) Cementos Portland de fraguado rápido, cuyo principio de fraguado tiene lugar antes de los 15 minutos;

- (b) Cementos Portland de fraguado medio, cuyo principio de fraguado se efectúa entre los 15 minutos y 1 hora;

- (c) Cementos Portland de fraguado lento, cuyo principio de fraguado tiene lugar después de 1 hora.

El proceso de fraguado tiene que estar terminado antes de 15 horas.

3. La finura de molturación. El residuo al tamiz de 900 mallas no debe exceder de un 3%; el residuo sobre el tamiz de 4900 mallas por cm² no debe exceder del 25%.

4. Estabilidad de volumen. Es decisiva la conducta de la galleta conservada 28 días en agua, pero en casos urgentes puede bastar la prueba a la ebullición.

5. La resistencia de las probetas, preparadas según las precedentes prescripciones, tiene que cumplir con los límites mínimos establecidos en las siguientes tablas:

Para el cemento Portland ordinario de fraguado lento son decisivos los resultados a 7 días y a 28 días (conservación combinada); para el cemento especial lo son los resultados a 2 y 7 días.

Los cementos Portland de fraguado rápido y medio no se rigen por estas prescripciones, siendo, en cambio, necesario un acuerdo independiente entre los productores y los compradores.

Días.	Clase de conservación.	Cemento Portland ordinario.		Cemento Portland especial.	
		Tracción.	Compresión.	Tracción.	Compresión.
2	1 día aire 1 día agua	—	—	20	240 Kg/cm ²
3	1 día aire 2 días agua	10	—	—	—
7	1 día aire 6 días agua	16	180	28	400 Kg/cm ²
28	1 día aire 6 días agua 21 días aire	28	320	—	—

6. Condiciones especiales de suministro. El cemento portland se envía al mercado en barriles de 200 kgs. peso bruto, o 180 kgs. peso neto, o bien en sacos de 50 kgs. b/n. Sobre el envase debe figurar con toda claridad la indicación de la clase de cemento Portland que encierra, junto con la del peso. Si no lleva ninguna indicación especial más, la denominación de "Cemento Portland" significará un cemento Portland ordinario de fraguado lento. Los productos especiales, tanto en la correspondencia comercial como en las etiquetas y envases, deben ser especificados con toda claridad y sin confusión.

El precio de venta se entiende bruto por neto.

Las pérdidas de polvo se limitan al 2%.

En general, las prescripciones de las Normas se aproximan a las de las Normas austriacas del año 1925, sobre todo en la de establecer la resistencia a los 2 días, y en los valores de las resistencias. También son análogas a las austriacas en lo de clasificar los cementos en varias clases, según la rapidez del fraguado.

ANUNCIOS.

Todos los encargos de anuncios en CEMENT AND CEMENT MANUFACTURE deben dirigirse a "Concrete Publications, Limited," 20, Dartmouth Street, London, S.W., Inglaterra.

Todo texto de anuncios debe ser entregado en estas oficinas a mas tardar el día último del mes precedente a la publicación. Si para dicha fecha no se ha recibido un nuevo texto, los editores se reservan el derecho de repetir el texto anterior.

Si los anuncios han de publicarse en mas de un idioma, el anunciante debe suministrar los textos traducidos. Si se desea, los editores se cuidarán de dicho trabajo de traducción, pero solamente en la inteligencia de que no aceptan responsabilidad alguna acerca de su exactitud.

La electricidad en las fábricas de cemento Portland.

por HAL GUTTERIDGE.

Es ya universal el empleo de la electricidad para la distribución de la energía requerida en las fábricas modernas de cemento. Esto es debido a que la electricidad satisface las exigencias especiales de dicha industria, dado que puede ser transmitida a todos los puntos ampliamente diseminados donde se necesite la energía, y suministra un medio rápido de comprobar la carga de todo motor aislado, de modo que pueda advertirse inmediatamente toda carga no habitual, y tomar las medidas subsiguientes que fueren necesarias. El uso de otra forma de accionamientos, tales como motores independientes individuales, motores independientes centralizados o transmisiones mecánicas, no es practicable desde el punto de vista económico en esta industria.

La electricidad no solamente ofrece un sistema de transmisión con reducida pérdida, sino que permite un accionamiento individual para cada máquina, y suministra un método fácil de determinar el rendimiento de cada una de las máquinas. Puede ser producida en la fábrica o contratada a un coste relativamente bajo, y permite a las fábricas trabajar a un alto factor de potencia a causa del control individual que puede establecerse para cada motor. Además, las pérdidas por rozamiento son insignificantes cuando se las compara con cualquier sistema posible de accionamiento mecánico.

Energía requerida.—La cantidad de energía requerida en una fábrica de cemento portland tiene forzosamente que ser grande, pues generalmente no resulta económico para una fábrica tener una producción inferior a unas 16 toneladas por hora. Suelen tenerse dos hornos como mínimo, de modo que en caso de paro de un horno no haya de quedar parado el resto de la fábrica durante su reparación.

En gran escala, la cantidad de energía requerida depende, en primer término, de la dureza de las primeras materias empleadas. Estas están comprendidas entre las margas blandas, que pueden desleírse en agua para mezclarse íntimamente con la arcilla, y las calizas duras que han de triturarse y molerse para reducir las al debida estado de finura. Con primeras materias blandas, la energía requerida por tonelada de cemento producido suele ser de 75 a 90 kW horas; pero si se trata de primeras materias duras, la cifra correspondiente se halla entre 85 y 110 Kwh. La cantidad total de kwh requerida anualmente para una fábrica de cemento que produzca 2.600 toneladas por semana, ó 130.000 toneladas al año, oscila entre 9½ millones de Kwh y 14 millones de Kwh.

Fuentes del suministro eléctrico.—El suministro eléctrico puede provenir, bien de una estación generadora en la fábrica, o bien del exterior, contratada a una empresa suministradora. El empleo de esta última solución depende de la distancia hasta la más próxima central productora, y del precio que fije, habiendo muchas fábricas de cemento, especialmente en el extranjero, en que no se dispone de una central productora en grande escala a distancia conveniente, o piden un precio por Kwh demasiado elevado.

Si puede elegirse, deben tenerse en cuenta muchos detalles para decidir si conviene comprar la corriente o instalar una central productora y producir la energía en la misma fábrica. La primera consideración es el coste de la energía por tonelada de cemento, lo que no es precisamente lo mismo que considerar

el coste por Kwh suministrado. La adquisición de energía puede estar basada en una diversidad de cargas. Además del precio por Kwh, que puede ser variable si depende del precio del carbón, hay un cargo fijo por K.V.A. de demanda máxima, por trimestre o por año. Por otra parte, puede haber una escala variable en favor del consumidor sobre la cantidad total consumida.

Para las grandes compañías productoras de energía eléctrica, las fábricas de cemento representan una carga casi tan perfecta como la de cualquiera otra instalación industrial. Todos los grandes motores suelen trabajar continuamente, y la fábrica, en su conjunto, tiene, por lo tanto, un coeficiente de carga relativamente elevado, corrientemente de alrededor de 0.8. Esto permite al proveedor reducir el coste por unidad, ya que la cantidad de instalación generadora para atender a esta carga puede reducirse al mínimo, y puede funcionar continuamente, produciendo el más alto rendimiento para el capital invertido.

Adquiriendo la energía en grandes cantidades, la compañía cementera puede generalmente quedar más a cubierto contra los paros, y obtener una mayor elasticidad en el suministro, sin pérdida de tensión para hacer frente a sobrecargas repentinas y prolongadas (las líneas de transmisión deberían preferentemente ser duplicadas, para evitar la pérdida de producción debida a posibles interrupciones en la línea de transmisión). Además, adquiriendo la energía, la fábrica de cemento queda libre de la necesidad de invertir un importante capital en proveerse de central generadora propia, la cual, para poder garantizar un suministro constante, debe tener una instalación duplicada de reserva. La producción de energía en el mismo sitio del consumo exige la instalación de disposiciones para el suministro constante de petróleo o carbón, y para la evacuación de las cenizas. Al elegir el emplazamiento para la central, debe tenerse en cuenta que se requiere abundante caudal de agua para las calderas y condensadores, y debe disponerse de un cuadro de operarios expertos. Además, a causa del polvo de cemento, una fábrica de cemento no constituye el punto ideal para instalar una central eléctrica, y es mejor evitarlo, si se puede disponer de un suministro adecuado.

Todas las consideraciones que preceden pueden reducirse a una base monetaria, y calcular si es mejor comprar la energía a una gran compañía productora, o producirla en el sitio mismo.

Tensiones disponibles.—Las tensiones a que se puede disponer de electricidad, tomada directamente de las redes de distribución, son cada vez más altas. Actualmente se puede obtener corriente, en algunos puntos, hasta a 132 000 volts, pero es más frecuente hacer el transporte a 33 000 volts cuando se han de cubrir distancias de cierta importancia. Para cortas distancias se acostumbra a emplear los 6600 ó 3300 volts. Los altos voltajes no suelen ser directamente producidos en el generador, sino que muy a menudo éste es de un voltaje inferior, y por medio de transformadores se eleva la tensión a la requerida para la transmisión.

Casi todas las centrales suministradoras de energía producen corriente alterna, habitualmente trifásica y a una frecuencia de 50 períodos. La corriente continua tan sólo se encuentra en algunas centrales que han de transmitir a distancias muy cortas. La tensión de la corriente alterna se eleva o reduce fácilmente por medio de transformadores estáticos que no tienen piezas móviles, y que exigen poco cuidado y tienen un rendimiento relativamente elevado.

Central generadora en la fábrica.—Tratándose de una central de fuerza en el sitio mismo del consumo, cuya carga se limite al suministro de energía para la fábrica exclusivamente, y tenga, por lo tanto, líneas de transmisión relativamente cortas, las consideraciones son muy diferentes. Como la carga es grande y permite el empleo de turbo-alternadores, la corriente alterna resulta más recomendable que la continua. Si se tratara de corriente continua, resultaría costoso, si no imposible, instalar una turbina. Respecto a si la frecuencia debe ser de 50 ó 25 períodos, diremos que la ventaja de una más amplia escala de velocidades, que para los motores de la frecuencia más elevada, no se aplica en una fábrica de cemento, porque casi todas las velocidades de los motores han de ser reducidas, y la precisión de velocidad de un motor no constituye asunto de importancia primaria, excepto en el accionamiento del horno, para el cual se toman disposiciones especiales para producir una velocidad precisa, dentro de una escala determinada previamente. El coste de un motor de 50 períodos es menor; en cambio, el par de arranque de un motor de 25 períodos es algo mayor. En cuestión de rendimiento nada hay que incline a favor de uno ni de otro.

La cuestión de la presión queda en gran manera supeditada al tamaño de los motores. Todas los motores de más de unos 100 C.V. pueden ser bobinados para alta tensión, a los voltajes corrientes de 2.200 ó 3.300 V., pero no resulta económico, ni desde el punto de vista financiero ni desde el técnico, instalar motores dispuestos para alta tensión, si son inferiores a dicha potencia. Más allá de los 350 C.V. los motores pueden ser bobinados para voltajes de hasta 6.600 V. aunque no suele hacerse, adoptándose más frecuentemente los 2.200 ó 3.300 volts. Para motores de más de 100 C.V. hay divergencia de opiniones sobre que trabajen a alta o a baja tensión. En fábricas de cemento recientemente instaladas se hallan ejemplos de ambas soluciones, pero la tendencia es marcadamente hacia la alta tensión, especialmente cuando la fábrica ocupa gran extension y los motores individuales son potentes. Para motores de menos de 100 C.V. acostumbra a reducirse el voltaje a 400/440 volts.

Transformadores.—En todas las fábricas modernas de cemento son necesarios los transformadores. O bien se suministra la corriente a alta tensión, habiendo de reducirla, por lo tanto, para los motores pequeños y aún tal vez para los grandes, o bien es producida en la fábrica a una tensión de, por ejemplo, 3.300 volts para los motores mayores, y transformada a menor tensión para motores más pequeños.

Por lo que respecta a la transformación, la fábrica puede dividirse en tres grupos, a sea: motores grandes, de más de 100 C.V.; motores de menos de 100 C.V.; y motores para el alumbrado. El primer grupo puede subdividirse en motores de 350 C.V. en adelante, que pueden ser bobinados para voltajes de hasta 6.600 volts, y motores comprendidos entre 100 y 350 C.V., que por razones técnicas deben estar limitados a 3.300 volts. En general, no obstante, los motores de 100 C.V. en adelante están bobinados para una tensión de 2.200 ó 3.300 volts, y las máquinas más pequeñas para 400 a 440 volts. La corriente para el alumbrado suele obtenerse de transformadores de la fuerza, de 400/440 volts, entre las fases y un neutro, lo que de una tensión de 230 y 250 volts. Debe disponerse un transformador de reserva para el alumbrado, para emplearlo cuando no funcionen los transformadores de la fuerza.

A veces se discute si los transformadores principales deben ser trifásicos o monofásicos. Si se usan transformadores trifásicos, debe disponerse de uno completo de reserva, que mediante un conmutador pueda ser puesto instantáneamente en servicio en caso de interrupción. Cuando se emplean tres transformadores monofásicos, basta tener un cuarto transformador monofásico

de reserva, pero a no ser que se instale un sistema complicado de conmutadores, se pierde mucho tiempo en poner dicha máquina en funcionamiento cuando hace falta.

Dos transformadores trifásicos, uno de ellos de reserva, costarán algo más que cuatro transformadores monofásicos, pero darán un rendimiento mayor y resultan más fáciles de adaptar en caso de paros.

Corrección del factor de potencia.—La importancia de que sea elevado el factor de potencia, y la subsiguiente reducción en el coste de explotación, debido al sistema de tarifas ofrecido generalmente por las grandes compañías productoras de energía eléctrica, no siempre son apreciadas por los fabricantes de cemento. A causa del funcionamiento continuo de su maquinaria, están en condiciones de obtener un elevado rendimiento del capital invertido en las instalaciones propias, para la mejora del factor de potencia de sus motores. No es raro que el factor de potencia promedio sea notablemente inferior a 0,75, siempre que no se hayan instalado los elementos necesarios para corregirlo, y no hay razón para que no se efectúe dicha corrección, hasta, por ejemplo, 0,97 (si la carga fija en kVA lo permite), efectuando así una economía efectiva en los costes de funcionamiento.

El coste del suministro de energía a base de corriente alterna depende generalmente del factor de potencia, así como también de la cantidad total de energía. Con un factor de potencia bajo, la corriente requerida como promedio para una cantidad dada de consumo de energía aumenta, y exige un aumento en el tamaño de los generadores, cables y transformadores. Además, las pérdidas de transmisión son mayores, y como consecuencia, la regulación del voltaje es más difícil. Pero el consumo de combustible y el tamaño de los motores quedan afectados tan sólo ligeramente por las crecientes pérdidas de transmisión.

Con una carga consistente en motores de inducción, que retrasan la fase de la corriente, el factor de potencia de todo el sistema mejorará con el empleo de aparatos que adelanten dicha fase. Hay muchos tipos de aparatos empleados para corregir el factor de potencia; entre ellos, los motores sincrónicos de polos salientes, motores asíncronos-sincronizados, o motores de inducción sincronizados, motores compensados, compensadores de fase (para emplear con los motores ya existentes) y condensadores estáticos. Estos darán, al serles aplicada sólo parte de la carga, todos los kVA dewattiados necesarios para llevar el factor de potencia de toda la carga hasta la cifra requerida para un funcionamiento económico. Los motores sincrónicos de polos salientes no se adaptan a los accionamientos de fábricas de cemento, a causa de sus deficientes características de arranque, y si se emplean para la corrección del factor de potencia, requerirán ser empleados como máquinas sincrónicas en vacío, conocidas comúnmente con el nombre de condensadores sincrónicos.

En una fábrica nueva, no resulta recomendable instalar motores de inducción de pequeña velocidad y bajo de factor de potencia, para corregir luego el factor de potencia mediante un aparato adicional. Los grandes motores de pequeña velocidad deben ser del tipo de inducción sincronizado, o de inducción con compensador de fase, que elimina su bajo factor de potencia, y al mismo tiempo los hace capaces de corregir el factor de potencia de la totalidad de la carga de la fábrica. Si se desea corregir el factor de potencia de una fábrica existente, la elección de modelos es asunto que depende principalmente de las condiciones locales, pero por lo que respecta al mantenimiento, se tendrá en cuenta que los tipos rotatorios han de tener un conmutador y escobillas, y requieren un cuidado periódico. El condensador estático, por otra parte, que

no tiene piezas movibles, casi no requiere cuidado. El uso de compensadores de fase para mejorar el factor de potencia de las instalaciones existentes está adquiriendo mucha popularidad.

Ejemplo de las economías realizadas al corregir el factor de potencia.

Consideremos, por ejemplo, una fábrica de cemento con una carga de 2,600 Kw y un factor de potencia de 0,8, con motores de inducción en toda la fábrica. El número de Kwh consumidos por año es de 15 millones, y las tarifas son de 0,075 ptas. por Kwh y 120 ptas. por KVA al año. Se ha decidido corregir el factor de potencia a 0,97 mediante la instalación de aparatos correctores del factor de potencia, cuyo coste es de 120.000 ptas.

El consumo será:

$$\begin{array}{rcl} \text{sin aparato: } 2600 \text{ Kw a un factor de potencia de } 0,8 & = \frac{2600}{0,8} & = 3.252 \text{ KVA.} \\ \text{con aparato: } 2600 \text{ Kw a } 0,97 \text{ de potencia} & = \frac{2600}{0,97} & = 2.680 \end{array}$$

Reducción en la demanda de energía = 570

Economía bruta: 570 KVA a 120 ptas. por KVA = al año 68.400 ptas.

Cargas por el interés y depreciación a 5% anual = al año 12.000 ptas.

Las pérdidas eléctricas, consecuencia de la adición del aparato, se consideran como equilibradas por la economía en las pérdidas de transformador y distribución a baja tensión.

Puede, por lo tanto, fijarse la economía neta anual en:

- | | |
|---|--------------|
| 1. Economía bruta de reducción de KVA al año ... | 68.400 ptas. |
| 2. Deduciendo cargas por interés y depreciación ... | 12.000 ptas. |
| Economía anual neta ... | 56.400 ptas. |

Esto prueba que el mínimo de economía depende solamente de la corrección del factor de potencia.

Comparación del coste total por Kwh suministrado con un factor de potencia de 0,8 y cuando ha sido corregido a 0,97.

COSTE TOTAL DE LA CORRIENTE AL AÑO, CON UN FACTOR DE POTENCIA DE 0,8.

$$\begin{array}{rcl} 3250 \text{ KVA a } 120 \text{ ptas. por KVA} & = \text{al año} & 390.000 \text{ ptas.} \\ 15.000.000 \text{ Kwh a } 0,075 \text{ ptas. el Kwh} & = \text{al año} & 1.025.000 \text{ ptas.} \end{array}$$

al año 1.415.000 ptas.

Por lo tanto, el coste total por Kwh suministrado, con un factor de potencia de 0,8 =

$$\frac{1.415.000}{15.000.000} = 0,1012 \text{ ptas. por Kwh.}$$

COSTE TOTAL DE LA CORRIENTE AL AÑO, CON UN FACTOR DE POTENCIA DE 0,97.

$$\begin{array}{rcl} 2.680 \text{ KVA a } 120 \text{ ptas. por KVA} & = \text{al año} & 321.600 \text{ ptas.} \\ 15.000.000 \text{ Kwh a } 0,075 \text{ ptas. por Kwh} & = \text{al año} & 1.125.000 \text{ ptas.} \end{array}$$

al año 1.446.600 ptas.

Por lo tanto, el coste total por Kwh suministrado, con un factor de potencia de 0,97 =

$$\frac{1.446.600}{15.000.000} = 0,0966 \text{ ptas. por Kwh.}$$

Por lo tanto, la economía neta en coste total por Kwh suministrado, aumentando el factor de potencia de 0,8 a 0,97, es de $0,1012 - 0,0966 = 0,0046$ ptas. por Kwh. La reducción obtenida en el coste total de la corriente, por tonelada de cemento producida, teniendo en cuenta un consumo de 100 Kwh por tonelada de cemento $= 100 \times 0,0046 = 0,46$ ptas. por tonelada.

Si la fábrica produce 150.000 toneladas al año, el importe de la energía consumida quedará reducido en $150.000 \times 0,46 = 70.000$ ptas. al año.

Dejando un margen para interés del capital y amortización, como en el caso anterior, la economía neta será de $70.000 - 12.000 = 58.000$ ptas.

Otro ejemplo de corrección del factor de potencia.

El ejemplo anterior se refiere al caso de una fábrica existente. Supongamos, ahora, que se está estudiando la instalación de una fábrica nueva, en la cual, si se instalaran en toda ella motores de inducción, el factor de potencia sería de 0,8 con una carga de 2.600 Kw. ¿Qué coste adicional representaría la instalación de la maquinaria correctora del factor de potencia, para mejorar el factor de potencia hasta 0,97? Como ejemplo, tomemos los motores asíncronos-sincronizados, llamados algunas veces motores sincrónicos de inducción, que podrían emplearse en lugar de los motores de inducción para las potencias mayores, tales como las de los molinos de crudo y de clinker. En una fábrica del tamaño citado podría haber tres, y hasta cuatro, motores de esta índole, de una potencia de 550 C.V. Si estos motores fuesen del tipo de inducción tendrían un rendimiento de aproximadamente 93%, y un factor de potencia de 0,9.

Ahora bien, la carga total con motores de inducción en toda la instalación sería de 2.600 Kw, a un factor de potencia de 0,8, o sea que el total de KVA sería de 3.250, y la potencia dewattiada en retraso: $\sqrt{3.250^2 - 2.600^2} = 1.950$ KVA. Entonces, los tres motores de inducción de 550 C.V. exigirían $\frac{1650}{0,93} \times 0,746 = 1.324$ Kw a un factor de potencia de 0,9, a sea un total de 1.471 KVA, y con una potencia dewattiada en retraso de $\sqrt{1.471^2 - 1.324^2} = 643$ KVA.

Entonces la carga restante, para los motores de inducción, sería $= 2.600 - 1.324 = 1.276$ Kw, y la potencia dewattiada en retraso correspondiente a esta carga debería ser igual a la diferencia entre los KVA dewattiados totales y los correspondientes a los tres motores de 550 C.V., o sea $= 1.950 - 643 = 1.307$ KVA.

El problema estriba ahora en encontrar cuántos KVA dewattiados en avance deben introducirse para dar a la carga total de 2.600 Kw un factor de potencia en retraso de 0,97.

KVA totales de 2.600 Kw a 0,97 $= 2.680$, y KVA dewattiados $= \sqrt{2.680^2 - 2.600^2} = 650$.

Como la carga que permanece invariable tiene una potencia dewattiada en retraso de 1.307 KVA, debemos introducir con los tres motores de 550 C.V. una potencia dewattiada en avance de $1.307 - 650 = 657$ KVA. Por consiguiente, el total de KVA correspondiente a los tres motores de 550 C.V. $= \sqrt{1.324^2 + 657^2} = 1.473$, y el factor de potencia en avance $= 1.324 / 1.473 = 0,895$.

El resultado de esta investigación es que si instalamos tres motores de inducción sincronizados, de una potencia cada uno de 550 C.V. a 0,895 de factor de potencia en avance, en lugar de tres motores de inducción de los mismos rendimientos a 0,9 de factor de potencia en retraso, tendremos una carga total de 2.600 Kw a un factor de potencia en retraso de 0,97 en lugar de 0,8.

El coste adicional de los tres motores sincrónicos de inducción de este tamaño, sobre el coste de motores de inducción corrientes, sería de unas 36 000 ptas. Teniendo en cuenta los gastos de amortización e interés sobre este capital adicional, como en el caso anterior, la economía anual quedaría aumentada de 64 800 ptas. y 66 400 ptas. respectivamente, y el suplemento de coste de adquisición de los motores quedaría amortizado en unos siete meses.

Motores individuales.—En una fábrica de cemento, el número de motores individuales requeridos oscila generalmente entre 35 y 50, siendo los mayores los motores que accionan los molinos combinados de molturación del clinker, de 500 a 650 C.V., y el más pequeño el motor de velocidad variable, de 2 C.V., que acciona el alimentador de cuchara del horno. A continuación sigue una lista que indica a grandes rasgos los detalles de los motores necesarios para toda la fábrica, según el orden de su fuerza en C.V. El número de motores y su fuerza debe disponerse de modo que se adapten a las condiciones reinantes en toda fábrica con respecto a su producción, disposición de las máquinas, y primeras materias empleadas.

En la tabla de las páginas 1178 y 1179 las partidas que encabezan las líneas dicen: (1) Molinos de clinker; (2) Molinos de crudo; (3) Trituradoras de mandíbulas; (4) Pulverizadores o molinos de carbón; (5) Molinos desleidores y bomba; (6) Ventilador para el tiro inducido; (7) Hornos; (8) Compresor de aire para la remoción de la pasta; (9) Secador para las primeras materias y para el carbón; (10) Bomba de pasta; (11) Mezcladora planetaria de pasta; (12) Enfriadores rotatorios; (13) Sección del yeso; (14) Elevador, transportador y separador magnético para el carbón; (15) Elevadores para clinker y para piedra; (16) Extractores de cemento y transportadores; (17) Instalación de captación de polvo; (18) Mezcladoras de pasta cruda; (19) Recambio; (20) Transportador de clinker debajo de los enfriadores; (21) Elevador y transportador para las envasadoras; (22) Envasadoras; (23) Extracción del sobrante de pasta y del polvo de la chimenea; (24) Bombas de agua; (25) Taller de reparaciones; (26) Recambio; (27) Mesas alimentadoras de carbón; (28) Mesas alimentadoras de yeso; (29) Bombas de agua; (30) Recambio; (31) Alimentador de cuchara para el horno.

Las columnas contienen los siguientes datos: (a) Objeto a que se destina cada motor; (b) el número de motores ("or more" = o mas); (c) la potencia en caballos; (d) velocidad; (e) rendimiento (i, a plena carga; ii a 3/4 de carga); (f) factor de potencia (i, a plena carga, ii a 3/4 de carga); (g) par de arranque; (h) tipo de accionamiento ("direct gearing" = acoplamiento directo; "belt" = correa; "belt or gearing" = correa o engranaje); (i) tipo de motor ("synchronous induction" = sincrónico de inducción; "constant speed slip-ring" = velocidad constante anillos rozantes; "variable speed slip-ring" = velocidad variable anillos rozantes; "constant high-torque squirrel-cage" = de jaula de ardilla con alto par constante).

El número de diferentes tipos de motores debe mantenerse todo lo reducido que sea posible, teniendo en cuenta el rendimiento, de modo que el número de motores de reserva quede reducido al mínimo. También debe tenerse cuidado especial al calcular el número de C.V. necesarios, de modo que haya disponible una reserva razonable de potencia para atender a circunstancias imprevistas y a la que exige el alto par de arranque en algunos motores de las fábricas de cemento.

Tipos de motores.—*Motores de anillos rozantes y de jaula de ardilla.*—Todos los motores de una fábrica de cemento, excepto los más pequeños, requieren

un alto par de arranque; los hornos y molinos, especialmente, tienen una inercia considerable, que debe ser vencida al arrancar, y exige un par de arranque cuando menos doble del de plena carga. Estos trabajos necesitan motores de anillos rozantes, que suministran un alto par de arranque, aunque el coste primitivo de este tipo de motores sea más elevado que el de los motores de jaula de ardilla. No es recomendable instalar motores especiales de resistencia interna para atender a este trabajo en una fábrica de cemento, por la dureza de las condiciones del trabajo en las mismas y la necesidad de un personal electricista más experto para el cuidado de esta clase de motores. Las bombas de pasta, transportadores, mezcladores, elevadores, etc., requieren un par de arranque menor (aproximadamente de un tercio del de plena carga). Para este trabajo van bien los motores de jaula de ardilla con aparatos de arranque en estrella-triángulo, que resultan menos costosos que los motores de anillos rozantes.

Motores de velocidad variable.—Los únicos motores en que la velocidad debe ser susceptible de variación son los que accionan los ventiladores de tiro inducido del horno y el alimentador de cuchara para la pasta. El grado de regulación de la velocidad que se necesita llega hasta un 50% por debajo de la velocidad normal. Esto se obtiene por medio de resistencias intercaladas en el circuito del rotor de los motores de anillos rozantes. Para controlar tales resistencias pueden colocarse "controllors" de tipo de tambor, montados en la plataforma del calcinador, de modo que el operador tenga a su mano el mando de estos accionamientos sin tener que abandonar su puesto en la plataforma.

Motores de reserva.—Como es imprescindible la seguridad de funcionamiento, es recomendable prevenir en todas las formas posibles los paros, y cuando éstos ocurran, tener dispositivos completos y rápidos para remediarlos. La primera precaución a tomar es que los motores sean de fácil acceso, y un motor de recambio en buen orden de marcha para sustitución inmediata en caso de ser necesaria. En el proyecto general de las centrales eléctricas se procura todo lo posible reducir al mínimo el número de motores de reserva, de modo que resulte factible tener un motor de reserva de cada tamaño, excluyendo los tamaños mayores. Otra precaución es la de tener accesibles las seis conexiones de cada motor trifásico, de tal manera que puede localizarse en pocos minutos una bobina rota o quemada. El coste adicional de esta instalación no tiene importancia, comparado con la comodidad de tener accesible los terminales.

Ventilación.—Tratándose de los motores más grandes, no suele ser posible el tenerlos encerrados totalmente, y por consiguiente, es necesario disponer salas amplias bien ventiladas y de dimensiones suficientes para que el aire dé lugar a una refrigeración apropiada, o bien establecer un sistema de ventilación. Los molinos para el clinker y para el crudo suelen agruparse de modo que sus motores estén colocados en locales herméticamente cerrados al polvo, de tamaño suficiente para suministrar una refrigeración adecuada, o en otro caso, se mantiene una temperatura conveniente mediante la instalación de un sistema de ventilación. Como sucede con los motores ventilados por tubos, todo el aire de ventilación debe filtrarse debidamente, y si no se hace así los motores recogerán un depósito de polvo de cemento en el punto en que el aire choca contra los hilos, y por lo tanto sufrirán más daño que si no se instalara ningún sistema de ventilación artificial. Tratándose de los motores del horno y del ventilador de tiro inducido, que están expuestos al calor al mismo tiempo que al polvo, se hace necesaria una ventilación especial. Para

los motores más pequeños, lo más apropiado es el tipo ordinario cerrado y ventilado.

Cuidado de los motores.—*Captación del polvo.*—En el ambiente de una fábrica de cemento hay inevitablemente poco o mucho polvo, y se debe prestar atención constante a los motores, sobre todo por razón de que la mayoría de los mismos funciona constantemente. Los motores de tipo abierto deben ser limpiados tan frecuentemente como lo exija su emplazamiento en la fábrica. Cuanto más cerca estén de las máquinas de molienda de clinker o de preparación del carbón, tanta más atención requerirán. A este objeto, es ideal un sistema de tuberías en comunicación con cada motor, para suministrar aire bajo presión, pero también servirá un compresor de aire portátil, accionado por electricidad.

Control del entrehierro.—No se insistirá nunca demasiado sobre la importancia del frecuente control de los entrehierros. A este objeto debe emplazarse un juego de calibres suficientemente largos para que pasen por toda la longitud del núcleo. Si no se advierte a tiempo la reducción del entrehierro, pronto se presentarán dificultades de importancia.

Distribución.—*Cuadro principal.*—Para el control de los cables alimentadores de salida de la distribución a alta tensión (3 300 a 6 600 volts), el cuadro puede ser del tipo forrado de hierro, o de cubículo. Para bajas tensiones (440 volts), los cuadros suelen ser del tipo forrado de hierro (rara vez del cubículo). El cubículo tipo "truck" tiene la ventaja de que el aparato va montado sobre una carretilla y puede ser retirado completamente para su inspección, reajuste o reparación. El truck solamente puede ser retirado cuando el desconectador de aceite está abierto, y al retirar el truck cae una tapa, que cubre completamente los agujeros por donde pasan los contactos móviles, a fin de ponerse en comunicación con los contactos fijos de las barras, de forma que no sea posible un contacto con el metal desnudo a tensión, asegurándose así el máximo de protección para el operador.

Cables alimentadores.—En las fábricas de cemento no suele ser extraño que la central eléctrica esté sujeta frecuentemente a sobrecargas, y al determinar los tamaños de los cables alimentadores debe tenerse esto muy especialmente en cuenta. Hablando en términos generales, los cables de distribución deben ser de 25 a 30% mayores que la capacidad normal del circuito. A causa de lo disperso de las instalaciones en una fábrica de cemento y de la presencia de grandes motores individuales, es corriente el agrupar los motores desde el punto de vista de la distribución. El cuadro principal y los transformadores se colocan todo lo más cerca posible del punto de mayor demanda, esto es, de los molinos de clinker, y el resto de los motores se agrupa prestando debida atención a las cargas, distancias del cuadro principal y número de cables alimentadores. Generalmente sucede que la fábrica puede dividirse en seis grupos principales, que en su orden de fuerza en C.V. acumulada, son como sigue:

1. Molinos de clinker, con sus elevadores y transportadores.
2. Instalación de preparación del crudo, con elevadores y transportadores.
3. Molinos o pulverizadores del carbón.
4. Mezcladores de pasta y bombas.
5. Hornos.
6. Extracción del cemento, sección de ensacado, taller de reparaciones y central de alumbrado.

Cuadros de sub-distribución.—En un punto conveniente dentro de cada grupo se dispone el cuadro de sub-distribución, con alimentadores de salida a cada motor individual. El taller de reparaciones y los circuitos de alumbrado deben disponerse de tal manera que puedan ser conmutados para suministro directo en caso de necesidad.

Aparatos auxiliares.—Al examinar la cuestión de los tipos convenientes de aparatos auxiliares, es necesario tener bien presente que los mecanismos tendrán que funcionar en presencia del polvo fino de cemento, que se infiltrará por todos sus intersticios, y por lo tanto, deben tomarse todas las precauciones para disponer sólo mecanismos incapaces de retener el polvo. Los aparatos sumergidos en aceite protegen contra este riesgo sin sacrificar la sencillez de construcción, pero últimamente se han realizado grandes progresos a base de aparatos totalmente cerrados, con los interruptores de aire, a los que se debe prestar la debida atención.

Para controlar el stator de los motores de anillos rozantes se emplea generalmente un conmutador en baño de aceite, forrado de hierro, con mecanismo de sobrecarga y sin relevador de tensión; y para el control de la velocidad variable, los motores de anillos rozantes tienen, además, un controller de tipo de tambor con resistencias. Los motores de jaula de ardilla van provistos de dispositivo de estrella-triángulo en baño de aceite o auto-transformadores, con palanca de sobrecarga y sin relevador de tensión.

Para la puesta en marcha de los motores de anillos rozantes, en vista de las pesadas masas que han de mover, que requieren una aceleración muy gradual, el arrancador líquido es el más adecuado. Debe ir provisto de aberturas de inspección, con vidrio, una para cada fase, de modo que con un solo golpe de vista pueda verse el líquido. Siempre debiera realizarse el enclavamiento entre el arrancador líquido y el interruptor principal, de modo que éste no pueda ser cerrado cuando el arrancador líquido esté en la posición de plena marcha. Los motores autosincrónicos para las máquinas más grandes se ponen en marcha en la misma forma que los motores corrientes de anillos rozantes, por medio de reostatos intercalados en los circuitos de los rotores. Al acercarse el motor a la velocidad de sincronismo, los excitadores, que están acoplados a los motores, producen el voltaje adecuado, y los motores entran en sincronismo para continuar marchando como motores sincrónicos. No salen de fase si las sobrecargas son normales u ordinarias, ya que tienen gran capacidad de sobrecarga, pero si se presentara una carga anormal, suficiente para hacer salir a los motores de fase, continuarán funcionando como motores de inducción hasta que la carga se haya reducido, y entonces los motores volverán a entrar en fase y a funcionar como máquinas sincrónicas. Cuando se agrega un compensador de fase, se necesita un conmutador para conectar el compensador de fase al circuito cuando el motor ha recuperado su velocidad normal. Todos los motores grandes deben, sin excepción, llevar botones de "paro." Para el control de un motor de inducción sincronizado es necesario tener, además, un conmutador y un aparato para el control de la excitatriz de corriente continua.

Toma de tierra.—La cuestión de la toma de tierra tiene importancia; no parece existir motivo para que se deba poner a tierra el centro de la estrella, y generalmente debe preferirse un neutro aislado. Debe haber un indicador de pérdidas instalado en el cuadro de la central eléctrica, a fin de que puedan registrarse las faltas desde su origen. Toda la estructura metálica debe ser puesta a tierra en forma completa y adecuada.

Conclusión.—El uso de la electricidad suministra el medio absolutamente mejor para el funcionamiento económico y eficaz de una fábrica de cemento, y deben aprovecharse todas las formas de explotar este medio hasta el límite. La selección del equipo más a propósito para las condiciones particulares de cada fábrica es de importancia primordial, pues una maquinaria inadecuada representa ineficacia de trabajo, y por consiguiente, una pérdida.

Molturación del clinker de cemento.

por A. G. DAVIS.

(DIRECTOR DE FABRICAS DE LA ASSOCIATED PORTLAND CEMENT MANUFACTURERS, LTD.)

En artículos anteriores fueron examinadas la trituración de las primeras materias y la pulverización del combustible; ahora vamos a tratar de la molturación del clinker ya hecho. Es ésta una operación muy importante, pues por buenas que sean las primeras materias, por fina que sea la molturación del crudo, y por perfectamente que se haya realizado la calcinación, gran parte de todo este valor se perderá si la molturación final no se lleva a cabo satisfactoriamente.

El clinker producido en los hornos verticales y otros similares suele reducirse a pequeñas dimensiones mediante trituradoras de cualquiera de los tipos analizados en el artículo anterior, pero a partir de dicho punto del proceso en adelante, es tratado por maquinaria análoga a la empleada para el clinker normal producido en los hornos rotatorios. Las muelas o piedras de molino empleadas anteriormente en esta industria ya hace años que han caído en desuso, y no hay para qué examinarlas ahora.

El clinker de horno rotatorio sale del enfriador en forma de nódulos, de los cuales probablemente un 90% pasarían por un anillo de 1,25 cm. de diámetro, y 25% pasarían por un anillo de 0,3 cm. de diámetro; pero habrá tal vez, sin embargo, un 10% del clinker que llegará a tamaños de 5 ó 7,5 cms., y aún más, y tal porción requiere una trituración. La causa principal de esta formación de gruesas masas de clinker es la presencia de una alta dosis de cenizas en la combustión, y estas masas de clinker, aún rompiéndose, lo hacen en pedazos grandes que necesitan triturarse para facilitar su introducción en el molino.

Cuando el clinker de horno rotatorio se produce con pasta de alta dosis de humedad, o por surtidores de pasta, los nódulos son pequeños; cuando se produce con pasta de poca dosis de humedad, son mayores. Pero, sea cual fuere el tamaño de los nódulos, el clinker de buena calidad y bien cocido es muy duro en toda su masa, pero tiene una superficie exterior más dura todavía. Parece a primera vista que los nódulos grandes de clinker debían ofrecer dificultades para su molturación. No es así, sin embargo, siempre que para la molturación o trituración se hayan tomado las disposiciones convenientes. Los pequeños nódulos semejantes a bolitas, que tienen una superficie externa dura y bastante lisa, son mucho más difíciles de moler.

La construcción de la mayoría de los molinos prescribe un tamaño máximo para los nódulos que se introducen en ellos. Este límite puede ser, por ejemplo, el que pase por el anillo de 2 cms., de 4 cms., o hasta de 5 cms., según fuere la índole del molino, el tipo de mecanismo de alimentación y las dimensiones de la abertura de alimentación. Para reducir el clinker de tamaño excesivo a las dimensiones deseadas se emplea invariablemente una trituradora. En todos los casos, pueden mantenerse mejor la producción de cualquier tipo de molino y el consumo de energía por tonelada de producto triturado, si la alimentación es adecuada; además, resulta más económica la trituración en las trituradoras que en un molino.

Para este objeto pueden emplearse trituradoras de los tipos de rodillos, mandíbulas o martillos, pero las trituradoras de rodillos y martillos son las de uso más corriente. El funcionamiento de estas máquinas es más conocido, y generalmente requieren menor gasto de mantenimiento. Para hacer que siempre resulte bajo dicho gasto de mantenimiento, solamente debiera atravesar la máquina el clinker que realmente requiere trituración. El desgaste de las

piezas de la máquina que efectúan la trituration es considerable, y por lo tanto, deben ser desmontables y renovables. El metal generalmente empleado para las piezas renovables es el acero-manganeso o fundición blanca, fundiéndose esta última en coquillas. El primer metal es más costoso, pero bajo ciertas condiciones tendrá mayor duración y resultará más económico. No es posible luego trabajar a máquina ninguno de dichos metales, ni tampoco hace falta hacerlo.

Cuando la cantidad de clinker de tamaño demasiado grueso es considerable, y se requiere una trituration continua, la energía requerida será, por ejemplo, de 1 a 2 C.V. por tonelada de clinker reducido; si la cantidad es pequeña y la trituration no necesita ser tan frecuente, la cifra de energía consumida por tonelada será mayor.

La construcción de los molinos para cemento ha sufrido muchas alteraciones durante los últimos años. Muchos modelos usados anteriormente resultan ahora anticuados, y no se fabrican ya. De los restantes, todas presentan sus ventajas, pero la tendencia a emplear máquinas mayores y la necesidad de mantener lo más bajo posible el coste de funcionamiento, ha dado por resultado modelos absolutamente diferentes. Hasta hace pocos años, tenían mucha aceptación los grupos de dos molinos; generalmente se acoplaban un molino de bolas y un refino tubular, un kominor y un refino tubular, un Griffin y un refino tubular, un Edgerunner (distintos modelos) y un refino tubular, un pulverizador y un refino tubular, etc. El primer molino mencionado en cada caso funcionaba como molino preliminar, y el otro como molino de acabado. El molino kominor suele parecerse al molino de bolas, estribando únicamente la diferencia en la construcción y detalle de los tamices. Se agregó a la máquina preliminar un elemento tamizador, o bien se dispuso este último entre dicha máquina preliminar y la de acabado. La capacidad de molturación del molino de acabado era la que determinaba invariablemente el tamaño más apropiado de abertura de tamiz en el molino preliminar. Probablemente, el grupo de un molino de bolas o de un kominor con un refino tubular ha sido la más popular y empleada de todas dichas combinaciones.

El molino de bolas es un tambor cilíndrico, montado sobre un eje de acero, que lo hace girar. Está forrado de placas perforadas de acero, en escalones. Como elemento de carga se emplean bolas de acero de 5 a 12,5 cms. de diámetro, y el material introducido en el molino se tritura y muele parcialmente por el choque, al ir cayendo las bolas de un escalón al otro.

La graduación o clasificación en este tipo de molinos suele tener lugar en tres etapas: (1), por medio de las perforaciones de las placas escalonadas; (2), por una plancha de tamiz interior; (3), por una criba exterior o plancha de tamiz, mucho más fina. Los trozos de tamaño excesivo resultantes en cada momento del proceso vuelven al molino, para ser nuevamente reducidos, pero el producto que atraviesa el tamiz exterior pasa al molino de acabado.

Las figs. 4 y 5 (págs. 1187 y 1188) reproducen dos cortes, longitudinal y transversal, y un alzado y sección parciales de un molino de bolas, viéndose con toda claridad el eje, con su transmisión y muñón de alimentación, las placas perforadas de molturación con su carga, los tamices interior y exterior, y la estructura fija, con el transportador espiral para arrastrar el material molido hacia afuera.

Las figs. 6 y 7 (págs. 1189 y 1190) reproducen aspectos análogos de un molino kominor moderno, con tamices "fastax"; el material parcialmente molido pasa desde el molino al tamiz, el que ya ha quedado suficientemente molido atraviesa el tamiz en la forma corriente; el que todavía es de tamaño excesivo regresa al molino por los conductos del muñón. La mayor superficie tamizadora

del molino komitor le presta ventajas decididas sobre el modelo antiguo de molinos de bolas.

La fig. 8 (pág. 1191) reproduce una instalación de molino tubular de bolas, en curso de montaje; los molinos de bolas se montan a un nivel superior al de los refinados tubulares, y el producto de los primeros pasa, como material de alimentación, a los segundos, por medio de un pequeño transportador de espiral.

El refinado tubular se emplea exclusivamente para el proceso de acabado. La molturación se efectuaba primeramente por medio de pebbles (bolas de pedernal), pero en los molinos más recientes se emplean exclusivamente elementos de fundición blanca. El refinado tubular, como su nombre lo indica, es una envolvente cilíndrica comúnmente sostenida por muñones huecos forrados de "silex" o bloques metálicos, cargada de elementos molturadores, y que gira mediante un mecanismo accionador adecuado. El diámetro de los molinos tubulares varía entre 1,25 y 2,5 m., y su longitud entre 6 y hasta 13,5 m. El volumen de la carga puede representar desde un 20% hasta un 40% del volumen total del molino.

Los elementos molturadores suelen ser bolas de fundición blanca de un diámetro de 20 a 25 mms.; si las partículas del material alimentado son algo grandes, podrá resultar ventajoso un diámetro algo mayor, pero si el producto debe resultar muy fino, convienen en conjunto los elementos molturadores menores. Algunas fábricas prefieren emplear elementos molturadores de una forma algo diferente, por ejemplo, de 20 mm. de diámetro por 30 mm. de longitud, ó 15 mm. de diámetro por 25 mm. de longitud; tal forma, sin embargo, solamente puede resultar eficaz cuando la velocidad del molino es muy reducida.

La velocidad de rotación del molino, para moler finamente, debe responder a la ecuación:

$$\text{R.p.m.} = \frac{350 \sim 365}{\sqrt{d}}$$

en que d es el diámetro efectivo del molino, en centímetros.

Esta velocidad producirá la caída de los elementos molturadores en forma de cascada, indicada en la fig. 9 (pág. 1191), para los elementos molturadores de diámetro mayor y las planchas escalonadas, y en la fig. 10 (pág. 1191) para los elementos molturadores más pequeños y los forros de superficie lisa. Dados los tamaños de los molinos, los cargas y las velocidades, el número de C.V. será de 15 a 18 veces el peso de los elementos molturadores, en toneladas.

A continuación damos una clasificación típica de la alimentación de un refinado tubular de acabado:

Residuo al tamiz de 64 mallas por cm ²						%
...	20
"	"	400	"	"	...	48
"	"	900	"	"	...	52
"	"	1600	"	"	...	61
"	"	4900	"	"	...	69

Si la capacidad del molino tubular es grande con relación a la cantidad de la alimentación, las anteriores cifras de residuo pueden aumentarse, y viceversa.

La clasificación del producto dependerá de la finura requerida, de que los elementos molturadores sean más o menos adecuados, y de la cantidad de trabajo absorbido por el proceso de molturación. En Inglaterra, el cemento corriente se muele hasta que deje un residuo de 4 a 5% al tamiz de 4900 mallas por cm². Las Normas Británicas conceden hasta un 10% de residuo sobre dicho tamiz, o sea un 7 ó 8% sobre el tamiz de 6200 mallas por cm², siendo relativamente pequeña la dosis de polvo impalpable. Si el cemento es del tipo de endurecimiento rápido, con características de elevada resistencia a la tracción

y a la compresión, el residuo será de, por ejemplo, 0,4 a 1% al tamiz de 4900 mallas por cm^2 , y de 0,6 a 1,3% al tamiz de 6200 mallas por cm^2 , siendo mucho mayor la dosis de polvo impalpable.

En la fig. 11 (pág. 1192) se reproduce una sección longitudinal típica de un refino tubular. La cantidad de material alimentado es la que proviene del molino preliminar; el material triturado se introduce por el alimentador espiral indicado, y la rotación del molino hace que las partículas de cemento vayan atravesando el molino en toda su longitud. Cerca del extremo de salida del molino se ha dispuesto un diafragma de parrilla, con elevadores, para retener dentro del molino los elementos molturadores, y permitir la salida del cemento. El tamiz circular situado al extremo de descarga se ha dispuesto a fin de impedir que junto con el cemento salga hacia afuera ningún cuerpo extraño.

El molino combinado, o de cámaras múltiples, que apareció en 1920, se ha difundido mucho, y gran número de las nuevas fábricas que actualmente se están instalando (indudablemente todas las mayores) adoptan este modelo. En principio, se trata de un molino de bolas y un refino tubular combinados; en su construcción es un molino de tipo tubular de tamaño mucho mayor que el de los primeros refinados tubulares, dividido en determinado número de cámaras, tres o cuatro, por ejemplo, estando cargada cada cámara con elementos molturadores adecuados al trabajo que le corresponde desempeñar.

La fig. 12 (pág. 1192) reproduce una sección longitudinal de un molino de este modelo. La cubierta tiene un diámetro de 2,10 a 2,40 m.; la longitud oscila entre 10,5 y 12 m.; la carga de elementos molturadores (bolas o sus equivalentes) pesa de 40 a 50 toneladas; el diámetro de los elementos varía desde 90 a 100 mm. hasta 16 ó 19 mm., y los pequeños suelen tener forma ovalada, con diámetros, por ejemplo, de 16 mm. por 22 mm. de longitud. El molino de la fig. 12 está dividido en tres cámaras; las dos primeras están forradas con planchas escalonadas de acero-cromo, y cargadas de bolas de acero forjado, y la última cámara está forrada de placas de fundición blanca, y cargada de bolas o elementos de fundición blanca. Entre las cámaras 1 y 2 se ha dispuesto un emparrillado, como también entre las cámaras 2 y 3. Al extremo de salida se ha dispuesto un emparrillado similar, con elevadores. El volumen de la carga del molino reproducido es de 20 a 25% del volumen total del molino. No es raro que el volumen de la carga llegue en algunos casos hasta 35, y aún 40% del volumen del molino, a condición de que la cubierta sea suficientemente resistente y el motor tenga la potencia adecuada. En tales casos, conviene que la velocidad de marcha sea ligeramente mayor.

Algunas fábricas prefieren una carga abundante a una carga escasa, y cuando la fuerza es limitada o es pequeño el trabajo exigido al molino, a veces se prefiere reducir la longitud efectiva del molino, a fin de obtener una carga mayor por metro de longitud. No está comprobado, sin embargo, que ésto dé por resultado un mayor rendimiento ni menor consumo de fuerza por tonelada.

Los molinos combinados de los tamaños mayores se hacen a menudo de diámetro mayor en una pequeña parte de su longitud, a partir del extremo de alimentación; ésto, no obstante, trae consigo dificultades de construcción, no existiendo prueba alguna evidente de que esta complicación quede compensada por los resultados. También se suele interponer un elemento tamizador entre la primera cámara y la segunda; ésto reduce el número de caballos necesarios por tonelada para la molturación, pero las dificultades de construcción son grandes, y se requiere un operario más experto. Los molinos combinados pueden construirse en cualquier tamaño, y capaces de absorber la energía que se quiera, siendo una cantidad razonable de energía. Ya se han puesto en

marcha molinos de 2,40 y hasta 2,55 m. de diámetro, y 12,60 a 13,50 m. de largo, que funcionan con una carga de 50 a 60 toneladas.

La molturación en los molinos combinados se efectúa casi exclusivamente por percusión. La rotación del molino y el frotamiento de la carga sobre el forro del molino hacen que las bolas sean levantadas y arrojadas al fondo de la carga. Esta acción es continua. Es probable que cada bola dé tres golpes por cada dos revoluciones del molino. Las reglas para la velocidad, carga y energía consumida por estos molinos están en concordancia general con las dadas anteriormente para los refinados de acabado del tipo tubular.

Las figs. 13 y 14 (págs. 1193 y 1194) reproducen el extremo de alimentación, con alimentador de tipo de mesa, y también el extremo de salida, con la caperuza y el engranaje de transmisión completamente protegido, de esta clase de molinos. La fig. 15 (pág. 1194) reproduce la instalación de una serie de estos molinos, con plataforma de acceso.

La molturación realizada en los molinos anteriormente descritos es del tipo de circuito abierto. La molturación cíclica, o en circuito cerrado, ha sido adoptada en Inglaterra tan sólo en casos muy excepcionales. En la molturación en circuito abierto, el material entra en el molino solamente una vez. Se le mantiene dentro del molino y se le somete al proceso de molturación hasta que éste, según queda determinado por las limitaciones impuestas para el residuo, ha terminado completamente. La cantidad de alimentación del molino es así, en todo momento, nominalmente igual a la cantidad de descarga del molino. En la molturación en circuito cerrado, el material está en circulación continua, atravesando el molino y quedando clasificado sin interrupción, hasta que ha sido reducido al tamaño deseado. En este método de molturación, la alimentación puede llegar a ser varias veces superior a la cantidad del producto que abandona definitivamente el molino.

La gran ventaja que se atribuye a la molturación en circuito cerrado es que, a causa de la clasificación continua, el material pasa fuera del molino y del circuito del mismo, tan pronto como ha quedado suficientemente reducido, impidiendo así que estorbe para la molturación del resto del material. Pero su principal ventaja es que la molturación en circuito cerrado aumenta la producción del molino en un 10% y hasta un 20%. Debe señalarse, sin embargo, que la clasificación del cemento en circuito abierto es tal, que se obtienen altas resistencias, tanto a la tracción como a la compresión.

Un cuidadoso examen microscópico de los productos obtenidos por los dos métodos revela que, con la misma clasificación de tamices, la cantidad de finos obtenida en la molturación en circuito abierto es mucho mayor que la obtenida en circuito cerrado. Parece como si la subsiguiente reducción de las partículas, después que ya cumplen las prescripciones de las normas para los tamices, diera por resultado un menor tamaño medio de partículas, y que este escalonamiento del polvo fino diera al producto de la molturación en circuito abierto un valor aglomerante no obtenible todavía en la molturación en circuito cerrado.

Las características del producto de los molinos preliminares del tipo de percusión se diferencian de las características del producto de los molinos preliminares de frotamiento. Es posible que la máquina que trabaja por frotamiento pudiera dar buenos resultados, y producir un cemento ideal en condiciones de circuito cerrado, si la clasificación final quedara suficientemente controlada; pero este control perfeccionado no ha podido, sin embargo, obtenerse todavía.

La fig. 1 (pág. 1184) reproduce una trituradora de mandíbulas de 180 x 120 cm.

La fig. 2 (pág. 1185) un alimentador Ross, adaptado a una trituradora de mandíbulas de 180 x 120 cm.; la fig. 3 (pág. 1186) una trituradora de cono.

El horno rotatorio en la fabricación del cemento.—VI.

por W. GILBERT.

Con el fin de evitar confusiones debidas a la diferencia entre la tonelada metrica y la tonelada inglesa, el autor ha empleado los 100 kgs. como unidad en sus cálculos.

Resultados publicados relativos a los experimentos de convección.—(16) En el párrafo (26) se da la explicación de los diversos símbolos empleados. La mayor parte de los experimentos relativos al régimen de transmisión de calor por convección debida a una corriente de aire o de gases, fueron efectuados en estrechos tubos o conductos como los que se emplean en las calderas acuotubulares. Sus resultados indican generalmente que en tales tubos de 3 a 5 cms. de diámetro el valor de fHc no cambia ni de mucho tan rápidamente con la diferencia de temperatura como lo hacía el valor de sHc en la columna (5) de la tabla IV (pág. 952), cuando el cilindro se hallaba expuesto únicamente a la corriente de aire engendrada por su propia diferencia de temperatura. El valor de fHc se ha visto que es aproximadamente proporcional al peso de aire o de gas que pasa durante la unidad de tiempo, excepto, tal vez en el caso de velocidades muy bajas disminuyendo su valor a medida que aumenta el tamaño del tubo.

(17) Los valores de fHc en la tabla V (pág. 1196) están tomados de una tabla, basada en los experimentos de Nussett, y publicada por A. Hermansen en "Industrial Furnace Technique." Las cifras corresponden a una chimenea de 3 m. y a una temperatura del aire de 300° C. No resulta bien claro que se pueda justificar la aplicación de la fórmula a un diámetro tan grande; además en el caso que se estudia la velocidad del aire no es en sentido del tubo sino transversal a él y en ángulo recto. Se citan sin embargo las cifras por considerar que son bastante aproximadas a las verdaderas pudiéndose aprovechar luego la estructura de los cálculos así realizados con nuevos valores mas precisos de fHc que pueden ser obtenidos mas adelante.

Las cifras de la columna (3) son aplicables a hornos cuyo diámetro se halle comprendido entre 2,50 m. y 3,50 m.

La velocidad del viento, cuando se emplea la tabla V, puede ser medida con un anemómetro del tipo de molino de viento.

(18) Como ejemplo del modo de emplear la tabla V, supongamos que transversalmente al horno sopla un viento de 244 m. por minuto que corresponde a una brisa moderada, y admitamos que la temperatura de la envolvente sea en un punto determinado de 177° C.

El valor de sHc tomado de la tabla IV es 6,05 y el valor de fHc de la tabla V es 10,15. Como las velocidades del aire que dan lugar a los dos valores de Hc se hallan en angulo recto, puede admitirse que el valor de Hc resultante será

$$\sqrt{(6,05)^2 + (10,15)^2} = 11,8.$$

Agregándole el valor de $Hr=9,67$ de la tabla IV, y multiplicando por la diferencia de temperatura, obtendremos:

* Para las figuras 1-7 véase el número de enero; para las fig. 8-16 el de marzo; para las fig. 17-20 y la hoja del ensayo del horno, el de abril; para la 21, el de mayo; para las fig. 22-24, el de julio.

Para la tabla I, véase el número de mayo; para las tablas II-IV, véase el número de julio.

Pérdida de calor en K-calorías por m² y por hora =

$$(11,8 + 9,67) \times (177 - 16) = 21,47 \times 161 = 3.466$$

cifra comparable con la pérdida de calor dada en la tabla IV para el caso de aire en reposo, que es de 2.530 K-calorías por m² y por hora.

¿Se ahorra carbón encerrando el horno en cámaras protectoras?—(19) Las cifras de la tabla V no indican exactamente la pérdida adicional de calor debida a la exposición del horno a un viento de 244 m. por minuto. Así que se sustrae una cierta cantidad de calor adicional a través del refractario que forma el forro del horno, la temperatura de la cubierta de plancha disminuye, a causa del aumento de gradiente térmico en el refractario, y entonces la diferencia de temperatura entre la cubierta del horno y la atmósfera queda disminuida.

Para estudiar el asunto es menester deducir fórmulas que sean sin embargo, de aplicación general. Para la lista de los símbolos véase el párrafo (26). Se establecerá en primer lugar una relación entre fT y sT y la cantidad de calor transmitida por conductibilidad a través del forro refractario del horno y radiada por la envolvente.

(20) Supongamos que en el primer caso tenemos un bloque de caras paralelas de refractario y denominemos A , en metros cuadrados la sección transversal o perpendicular a la dirección del flujo de calor; t , en centímetros, su espesor; y T_a grados C. la diferencia de temperatura entre las dos caras; en tal caso la ecuación fundamental bien conocida de la conductibilidad que nos da la cantidad de calor conducido es:

$$aQ = \frac{K \times A \times T_d}{t}$$

en que aQ es la totalidad del calor conducido por hora y K la conductividad tal como se define luego en la lista de símbolos.

En el caso de un horno rotatorio el área media de la sección transversal que presenta el refractario por metro lineal de longitud del horno al calor que la atraviesa por conductibilidad es aproximadamente (no exactamente)

$\frac{\pi}{2} (D + d)$, siendo el valor exacto:

$$\frac{\pi (D - d)}{2,3 \log \frac{D}{d}} \dots \dots \dots (1)$$

El logaritmo es de base 10.

Será conveniente expresar el espesor del refractario en centímetros en la fórmula (1) haciendo $t = \frac{100 (D - d)}{2}$ y poniendo Q , valor de la pérdida de calor en K-calorías por metro cuadrado de *superficie de envolvente* del horno por hora (correspondiente al diámetro D), tendremos sustituyendo, en (1)

$$Q = \frac{K (fT - sT)}{115 \times D \log \frac{D}{d}} \dots \dots \dots (2)$$

Esta fórmula es preferible a la N. (1) cuando el espesor del refractario es ya importante en comparación con el diámetro del horno. Además, es evidente que la pérdida de calor desde la cubierta del horno a la atmósfera es también

$$Q = H (sT - aT) \dots \dots \dots (3)$$

Combinando las fórmulas (2) y (3) obtenemos

$$fT = B \times H \times (sT - aT) + sT \quad (4)$$

$$sT = \frac{fT + (aT \times B \times H)}{B \times H + 1} \quad (5)$$

en que

$$B = \frac{115 \times D}{K} \times \log \frac{D}{d} \quad (6)$$

Las fórmulas (2) a (6) indican la relación que tiene que existir entre la temperatura de la cara interior del revestimiento refractario fT , la temperatura de la envoltente sT , y la pérdida de calor por metro cuadrado y por hora desde la cubierta del horno representada por Q . Se presupone desde luego que existe un buen contacto entre el ladrillo refractario del forro y la cubierta del horno.

(21) Como ejemplo podemos tomar $D=2,90$, $d=2,44$, $sT=260^\circ \text{ C.}$, $aT=15,5^\circ \text{ C.}$, $K=112$ y calculemos fT para el caso del aire ambiente en reposo.

De la tabla IV

$$H = Hr + sHc = 13,86 + 7,14 = 21.$$

De la fórmula (6)

$$B = \frac{115 \times 2,9}{112} \times (0,4618 - 0,3870) = 0,2232.$$

Y por consiguiente de la fórmula (4)

$$fT = 0,2232 \times 21 \times (260 - 15,5) + 260 = 1147 + 260 = 1407^\circ \text{ C.}$$

La pérdida de calor por la envoltente según la tabla IV será, en consecuencia de 5.118 K-calorías por m^2 y por hora.

(22) Supongamos luego que debido a la existencia de viento, el valor de $H = Hr + Hc$ sube de 21 a 29,29. Esto implica suponer que se queme mayor cantidad de carbón de forma que la temperatura de la superficie interior del forro refractario no experimente variación. Es necesario entonces calcular primeramente el nuevo valor de la temperatura superficial; luego, la pérdida total de calor puede ser deducida por la fórmula (3). Mediante la fórmula (5) tendremos

$$sT = \frac{1407 + (15,5 \times 0,2232 \times 29,29)}{0,2232 \times 29,29 + 1} = 200^\circ \text{ C.}$$

Por consiguiente, de (3)

$Q = 29,29 (200 - 15,5) = 5.404$ K-calorías por metro cuadrado y por hora, en lugar de 5.118 que era el valor obtenido para el caso de aire en reposo.

(23) En el último ejemplo el valor 29,29 supuesto para H nos daba para la envoltente una temperatura de 200° C. Queda ahora por determinar cuál sea el verdadero valor correspondiente a la velocidad real del viento.

Volviendo a la tabla IV, se encuentra por interpolación

$$Hr = 10,74 \text{ y } sHc = 6,35.$$

La convección total será

$$Hc = 29,29 - 10,74 = 18,55.$$

Así pues

$$fHc = \sqrt{(18,55)^2 - (6,35)^2} = 17,42.$$

La velocidad del viento, correspondiente se obtiene por interpolación en la tabla V, resultando ser de unos 478 m. por minuto.

De esta manera se han calculado una serie de valores que relacionan la velocidad del viento con la temperatura de la envoltente; tales valores han permitido trazar una gráfica que luego ha servido para establecer la tabla VI (pág. 1199).

(24) La tabla VI indica la pérdida de calor por metro cuadrado de envolvente para diversas velocidades del viento, siendo 260° C. la temperatura de dicha cubierta o envolvente cuando el aire se halla en reposo y 1.407° C. la de la superficie interna del forro refractario, en toda su extensión.

Las cifras de la tabla VI corresponden a una sección transversal especial del horno en que el refractario tiene 22,9 cm. de espesor y la temperatura de su superficie interna es de 1.407° C. No obstante, son de aplicación general, y comprueban que el aumento del consumo de carbón por causa de hallarse a la intemperie los hornos rotatorios, es probablemente muy pequeño.

(25) Podemos en breves palabras, resumir los párrafos (6) a (24), como sigue:

(a) La pérdida de calor por radiación y convección por la cubierta o envolvente de los hornos o de los enfriadores rotatorios puede ser medida con suma precisión en un lugar cerrado o bien en un día en que la atmosfera esté en calma.

(b) Cuando sopla viento transversalmente al horno, la temperatura de la envolvente disminuye. El método para obtener la pérdida de calor por m^2 de cubierta (pérdida que en este caso es algo mayor) es el que se detalla en el párrafo (18).

(c) A causa del forro refractario, la pérdida suplementaria de calor, ocasionada por el hecho de exponer el horno a la acción del viento, es pequeña: un viento de 32 kms. por hora, solo aumentará la pérdida de calor (expresada en carbón tipo), en cosa de un 0,13% del clinker.

Lista de símbolos usados en los cálculos de las pérdidas de calor por la envolvente de los hornos.

(26) Q = Pérdida de calor en K-calorías por m^2 y por hora.

D = Diámetro de la envolvente del horno en metros.

d = Diámetro interior del revestimiento refractario en metros.

fT = Temperatura de la superficie interior del revestimiento refractario.

fTa = Temperatura media del revestimiento refractario.

sT = Temperatura de la envolvente del horno.

aT = Temperatura de la atmósfera.

K = Conductividad del refractario en K-calorías por m^2 , por hora, por grado de diferencia de temperatura y para un espesor de un cm.

Hr = Calor perdido por radiación.

Hc = Calor total perdido por convección.

sHc = Calor perdido por convección en el aire en reposo.

fHc = Calor perdido por convección debida al viento, o a una corriente artificial de aire o gas.

H = Calor total perdido por la envolvente del horno, por radiación y convección.

Los símbolos Hr , Hc , sHc , fHc y H indican todos las pérdidas de calor en K-calorías por metro cuadrado, por hora, y por grado C. de diferencia de temperatura. Todas las temperaturas están en grados C.

Temperatura de la superficie interior del revestimiento refractario.

(27) De las gráficas que indican la temperatura de la superficie en cualquier punto a lo largo de las envolventes del horno o del enfriador puede ser deducida la temperatura correspondiente en la superficie interior del revestimiento refractario, mediante la fórmula (4) del párrafo (20). Este punto está explicado

con alguna prolijidad, a causa de la importancia que tiene para después cuando se deba estudiar el régimen de transmisión de calor en el interior del horno o del enfriador.

La conductividad del refractario con que se halla revestido el horno se obtiene de la fórmula:

$$K = 62 + \frac{fTa}{16,5} \quad (7)$$

en la que fTa es la temperatura media del refractario. Este valor de K se halla de acuerdo con experimentos ya publicados, que se consideran como merecedores de confianza. Así por ejemplo, si la superficie interior de un refractario se halla a una temperatura de 1.394°C. y su cara exterior se encuentra a 260°C. ,

$$fTa = \frac{1394 + 260}{2} = 827, \text{ y } K = 62 + \frac{827}{16,5} = 112,2.$$

(28) La tabla VII (pág. 1201) en las columnas (2), (3) y (4) da las temperaturas de la superficie interior del forro refractario para los espesores de 22,8 cm., 15,25 cm., y 11,4 cm. de dicho forro. Las temperaturas correspondientes de la envolvente se encuentran en la columna (1), refiriéndose sus cifras al aire en reposo. Con las cifras contenidas en la tabla VII, ha sido preparado el gráfico de la figura 25 (pág. 1200). La tabla está calculada por la fórmula (4), empleando un método de aproximaciones sucesivas porque K varía con la temperatura del refractario, por lo cual su valor exacto no puede ser introducido en la fórmula preliminar (6) antes mencionada.

(29) Las cifras de la tabla pueden ser comprobadas de una manera aproximada como sigue: Suponiendo que la temperatura de la envolvente sea por ejemplo de 260°C. , el valor de fT para un revestimiento de 22,8 cm. de espesor será de 1.394°C. y K según la fórmula (7), del párrafo (27), es 112,2. La pérdida de calor Q por la envolvente es 5.118 K-calorías por metro cuadrado, por hora, tal como se indica en la tabla IV. Por otra parte el calor transmitido a través del refractario según la fórmula (2) del párrafo (20), es

$$Q = \frac{112,2(1394 - 260)}{115 + 2,896 \log \frac{2,896}{2,438}} = \frac{112,2 \times 1134}{115 \times 2,896 \times 0,0748} = 5107 \text{ K-calorías}$$

por metro cuadrado por hora.

Se vé pues que la cantidad de calor conducida a través del forro refractario resulta ser igual a la cantidad de calor desprendida por la envolvente del horno, hecho que demuestra que los datos de la tabla son correctos.

(30) La tabla VII puede con bastante aproximación ser aplicada a la figura 23 (pág. 950) para deducir de ella la temperatura de la superficie interna de un revestimiento refractario de 11,4 cm. de espesor en un enfriador aun en el caso de ser menor el diámetro de su envolvente.

Revestimiento aislante especial para hornos rotatorios.

(31) En muchos modelos de hornos norteamericanos se emplea un revestimiento aislante de tipo especial. En la figura 26 (pág. 1202) se indica una disposición en la cual, el ladrillo especial, de 7,62 cm. de espesor va colocado inmediatamente detrás de la envolvente del horno quedando protegido luego contra toda causa mecánica de deterioro por una capa interior de 15,25 cm. de refractario.

Para apreciar la economía de carbón que así puede conseguirse, podemos proceder del siguiente modo:

Designemos por aD , bD y cD los respectivos diámetros de las tres superficies curvas señaladas en la figura 26, y por aT , bT , y cT la temperatura de cada superficie. Designemos asimismo por aK la conductividad del refractario ordinario, y por bK la conductividad del refractario especial. Convendrá calcular la conductividad media de la doble capa, que será designada por K . La fórmula (2) del párrafo (20) es la que será empleada siendo conveniente representar en ella $\log (bD:aD)$ por X ; $\log (cD:bD)$ por Y y $\log (cD:aD)$ por Z .

(32) Suponiendo conocidas las temperaturas aT y cT de la superficie interior y exterior, y recordando que el calor total (por metro lineal de horno) que atraviesa en sentido radial la capa interior tiene que resultar igual al que atraviesa la capa externa tendremos después de varias transformaciones algebraicas:

$$K = \frac{aK \times bK \times Z}{(aK \times Y) + (bK \times X)} \dots\dots\dots (8)$$

(33) Para obtener resultados numéricos, pueden efectuarse cálculos y comparaciones en dos o tres puntos a lo largo de la envolvente del horno.

Posición I. Refractario ordinario; revestimiento de 15,25 cm. de espesor.

Elijamos una sección en que la temperatura de la envolvente es de $176,7^{\circ}$ C. Según la tabla VII (pág. 1201) la temperatura de la superficie interior fT del forro refractario será de $642,8^{\circ}$ C. y la tabla IV nos dice que en tal caso la pérdida de calor Q por metro cuadrado de envolvente del horno, y por hora será de 2.530 K-calorías.

(34) *Revestimiento de dos capas.*—Consideremos ahora el revestimiento de la figura 26 (pág. 1202). La posición elegida sobre la cubierta o envolvente del horno es la misma de antes; por consiguiente, $fT = 642,8^{\circ}$ C.

Adoptaremos los siguientes valores numéricos:

$$cD = 2,896 \text{ m.}; bD = 2,743 \text{ m.}; aD = 2,438 \text{ m.}$$

$$aK \text{ para el refractario ordinario} = 99,2$$

$$bK \text{ para el refractario especial} = 9,92$$

$$X = \log \frac{bD}{aD} = 0,0511.$$

De la misma manera $Y = 0,0235$; $Z = 0,0746$; consiguientemente

$$K = \frac{99,2 \times 9,92 \times 0,0746}{(99,2 \times 0,0235) + (9,92 \times 0,0511)} = 25,91.$$

(35) Es preciso luego hallar la temperatura sT de la envolvente, cuyo valor debe ser tal que el calor perdido por la envolvente por metro lineal de horno sea igual al calor que atraviesa la doble capa de refractarios, cuya conductividad media es de 25,9 siendo la temperatura de la superficie interior $fT = 642,8^{\circ}$ C.

El valor de sT se encuentra cómodamente por el método de aproximaciones sucesivas usando la fórmula (4) del párrafo (20), que puede escribirse como sigue:

$$fT = B \times Q + sT.$$

Segun la fórmula (6) el valor calculado para B es 0,9632. Si provisionalmente suponemos que sT sean $74,4^{\circ}$ C., la tabla IV dará $Q=591,3$ viéndose entonces que:

$$642,8 = (0,9632 \times 591,3) + 74$$

con lo cual queda satisfecha la fórmula (4).

Economía realizada.—Refiriéndonos al párrafo (33), el calor de Q cuando se emplea un revestimiento sencillo de una sola capa de refractario de 15,25 cm. de espesor es de 2530. Con la doble capa aislante de 22,8 cm. de espesor total aquel valor resulta ser de 591,3; así pues el calor economizado cuya pérdida se ha evitado representa

$$\frac{2530 - 591,3}{2530} \times 100 = 76,7 \%$$

(36) **Posicion II.**—Supongamos ahora que ensayamos una segunda sección transversal del horno en un punto en que el revestimiento de refractario ordinario tiene un espesor de 11,4 cm. siendo la temperatura de la envolvente en tal punto de 121° C. con la atmosfera en calma alrededor del horno. Según la tabla VII (pág. 1201) $fT=327,8^{\circ}$ C. y según la tabla IV entonces, $Q=1.334$. Para la doble capa de 22,9 cm. de espesor total será $K=25,9$ y $B=0,9632$ lo mismo que antes. El valor de sT , hallado por el sistema de aproximaciones sucesivas empleando la fórmula (4) resulta ser de 49° C., y $Q=290$ en virtud de la tabla IV (pág. 952).

El calor economizado representa

$$\frac{1334 - 290}{1334} \times 100 = 78 \%$$

(37) Refiriéndonos ahora a la figura 22 (pág. 947) y a la tabla II (pág. 948) veremos que el doble forro o revestimiento en doble capa podría ser de conveniente aplicación en las secciones 10 a 18 en que dividimos la longitud del horno. No se usa en la zona de clinkerización en atención a la tendencia de la capa interior de refractarios a quemarse, no siendo tampoco necesario usar dicha capa doble en la extremidad superior del horno por ser allí y la pérdida relativamente pequeña.

Según la columna (5) de la tabla II la pérdida total de calor por hora, en las secciones 10 a 18 es de 63,6 Kg. de carbón tipo. La economía realizada gracias al empleo del revestimiento de doble capa será por consiguiente un total aproximado de

$$0,77 \times 63,6 = 49 \text{ kg. de carbón por hora.}$$

Como la producción del horno segun la hoja de ensayos (véase el número de abril, pág. 662) es de 7.082 kg. de clinker por hora, el tanto por ciento de economía referido a clinker será de

$$\frac{49 \times 100}{7082 \times 0,74} = 0,93.$$

El factor 0,74 del denominador es el *efecto util del carbon* en el horno para el ensayo en cuestión; esto es, la proporción que no se pierde por la chimenea del calor total del carbón empleado en la combustión.

Puede admitirse que la producción semanal del horno de que se trata es de unas 1.100 toneladas; la economía de carbón realizada ascenderá pues semanalmente a

$$\frac{1100 \times 0,93}{100} = 10,23 \text{ toneladas.}$$

Economía anual debida al revestimiento de doble capa.

(38) Suponiendo que el carbón pulverizado tenga un coste de 50 pts. por tonelada la economía anual computada a base de 50 semanas de producción será de

$$50 \times 10,23 \times 50 = 25.575 \text{ pts.}$$

En compensación debe calcularse con el suplemento de coste de primera instalación del revestimiento y una partida algo mayor en los gastos de entretenimiento. También hay que contar con el mayor coste inicial de tener que construir la envolvente del horno de un diámetro ligeramente mayor en el caso en que se desee instalar el revestimiento de doble capa. En un horno de vía seca, en el cual se tiene siempre una temperatura media de la envolvente algo mas elevada, el revestimiento doble ofrecería una ventaja mas marcada.

Balance térmico del enfriador.

(39) Las cifras principales relativas al Balance térmico en el enfriador son las siguientes:

Temperatura del clinker a la salida del horno ...	1.181° C.
Temperatura del clinker a la salida del enfriador ...	148° C.
Temperatura del aire en la base de la caperuza del horno ...	298° C.
Clinker que pasa por el enfriador, en kgs. por minuto	118
Aire que entra por la base de la caperuza del horno en kgs. por minuto ...	396
Calor específico del clinker en el intervalo de los 1181° hasta los 15,5° C. ...	0,246
Calor específico del clinker en el intervalo de los 148° hasta los 15,5° C. ...	0,21
Calor específico del aire en el intervalo de los 298° hasta los 15,5° C. ...	0,241
Calor específico del vapor de agua en el intervalo de los 298° hasta los 15,5° C. ...	0,49

Los calores específicos del clinker en los intervalos citados están basados en determinaciones efectuadas por el Laboratorio Nacional Inglés de Física. Los calores específicos del aire y del vapor de agua están tomados del libro de los Sres. Partington y Shilling.

(40) **Vapor de agua en el aire.**—El aire que entra en el enfriador que lo hace a una temperatura real de 22° C. se supone contiene un 77% de humedad; por medio de tablas que hay publicadas sobre este particular se puede hallar que el peso de vapor contenido en un kg. de aire es de $0,77 \times 0,0168 = 0,0129$ Kg. Dado que la cantidad de aire que por minuto entra por el enfriador es de 396 kg. el peso correspondiente de vapor será de $396 \times 0,0129 = 5,11$ kg. La cantidad de calor cedida al vapor de agua por minuto es la que se indica en la linea (4) del balance térmico.

(41) El balance térmico siguiente comprende no solo el enfriador sino tambien el conducto refractario de descenso del clinker ya que la temperatura del clinker no podría ser medida a la entrada del enfriador propiamente dicho.

Balance térmico (cantidades por minuto).

K-calorías

(1) Pérdida por radiación del enfriador, medida como en el párrafo (5)	$\frac{30,39 \times 7000}{60} =$	3.546
(2) Pérdida de calor con el clinker que sale del enfriador,	$118 \times 0,21 \times (148 - 15,5) =$	3.283
(3) Calor que pasa del clinker al aire	$396 \times 0,241 \times (298 - 15,5) =$	26.960
(4) Calor que pasa del clinker al vapor de agua	$5,11 \times 0,49 \times (298 - 15,5) =$	707
Total K-cal. =		34.496

En aras de la uniformidad, todas las cantidades de calor, incluso pérdidas por radiación se han computado por encima de 15,5° C. aun admitiendo la introducción de algun pequeño error.

Este cálculo no tiene en cuenta el detalle de cómo se distribuye el calor del clinker a la salida del horno. Da una cifra comparable con la del calor total computado a base del clinker que desciende por minuto que puede ser estimado como sigue:

$$118 \times (1181 - 15,5) \times 0,246 = 33.840 \text{ K-calorías.}$$

Por consiguiente el calor total del clinker que sale del horno es algo menor que el calor total computado detalladamente. En este caso particular lo probable es que la temperatura del clinker que salía del horno fuera apreciada como siendo algo menor de la que era en realidad por causa del calorímetro de agua que se empleaba.

APÉNDICE.

Derivación de fórmulas en el párrafo (19).—La fórmula fundamental es

$$aQ = \frac{K \times A \times Td}{t} \dots\dots\dots (1)$$

En un horno rotatorio el area media de la sección transversal para la conducción del calor a través del revestimiento refractario por metro lineal de horno es

$$\frac{\pi (D - d)}{2,3 \log \frac{D}{d}}$$

El método para la obtención de esta expresión lo dan por ejemplo Ingersoll y Zobel en su "Teoría matemática de la conducción del calor" al tratar de las pérdidas de calor por los tubos de vapor recubiertos.

El espesor t de acuerdo con la definición de la conductividad se expresa en cms., pero puede ser reemplazado por $50(D - d)$ a condición de que D y d sean expresados en metros.

Poniendo $Td = fT - sT$, tendremos, sustituyendo en (1):

$$aQ = \frac{K \pi (D - d) (fT - sT)}{2,3 \log \frac{D}{d} \times 50 (D - d)} = \frac{K \pi (fT - sT)}{115 \log \frac{D}{d}}$$

en que aQ es el calor transmitido en K-calorías por metro lineal del horno y por hora.

Dividiendo por πD tendremos

$$Q = \frac{K(fT - sT)}{115 D \log \frac{D}{d}} \dots\dots\dots (2)$$

en que Q es el calor perdido por metro cuadrado de envolvente del horno por hora.

Hagamos ahora

$$B = \frac{115 D}{K} \log \frac{D}{d}, \text{ y podremos escribir de nuevo (2)}$$

poniendo

$$Q = \frac{fT - sT}{B}$$

pero al mismo tiempo

$$Q = H(sT - aT) \dots\dots\dots (3)$$

y por consiguiente

$$fT - sT = BH(sT - aT)$$

y

$$fT = BH(sT - aT) + sT \dots\dots\dots (4)$$

La expresión de sT se deduce fácilmente.

Deducción de la fórmula (8) del párrafo (32).—Mediante la fórmula (2) del párrafo (19) obtenemos:

Calor que atraviesa normalmente el anillo interior, por metro lineal del horno, por hora,

$$= Q \cdot \pi \cdot bD = \frac{\pi \cdot aK \cdot (aT - bT)}{115 X} \dots\dots\dots (1)$$

Calor que atraviesa el anillo exterior por metro lineal del horno y por hora,

$$= Q \cdot \pi \cdot cD = \frac{\pi \cdot bK \cdot (bT - cT)}{115 Y} \dots\dots\dots (2)$$

Calor que atraviesa el anillo doble por metro lineal del horno y por hora,

$$= Q \cdot \pi \cdot cD = \frac{\pi \cdot K \cdot (aT - cT)}{115 Z} \dots\dots\dots (3)$$

Como las cantidades precedentes son iguales, tomando (1) y (2) tendremos

$$\frac{aK(aT - bT)}{X} = \frac{bK(bT - cT)}{Y}$$

Para despejar bT

$$(aK \cdot aT - aK \cdot bT) Y = (bK \cdot bT - bK \cdot cT) X$$

$$bT(bK \cdot X - aK \cdot Y) = aK \cdot Y \cdot aT + bK \cdot X \cdot cT$$

de donde

$$bT = \frac{aK \cdot Y \cdot aT + bK \cdot X \cdot cT}{bK \cdot X + aK \cdot Y} \dots\dots\dots (4)$$

Sustituyamos este valor de bT en (1) e igualemos luego a (3)

$$\frac{aK}{X} \left[aT = \frac{aK \cdot Y \cdot aT + bK \cdot X \cdot cT}{bK \cdot X + aK \cdot Y} \right] = \frac{K(aT - cT)}{Z}$$

y de aquí,

$$\frac{aK \cdot bK(aT - cT)}{bK \cdot X + aK \cdot Y} = \frac{K(aT - cT)}{Z}$$

Por consiguiente

$$K = \frac{aK \cdot bK \cdot Z}{bK \cdot X + aK \cdot Y} \dots\dots\dots (5)$$

(Continuará).